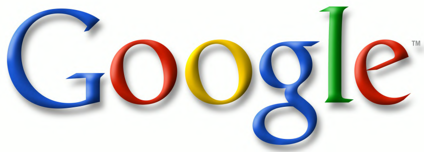
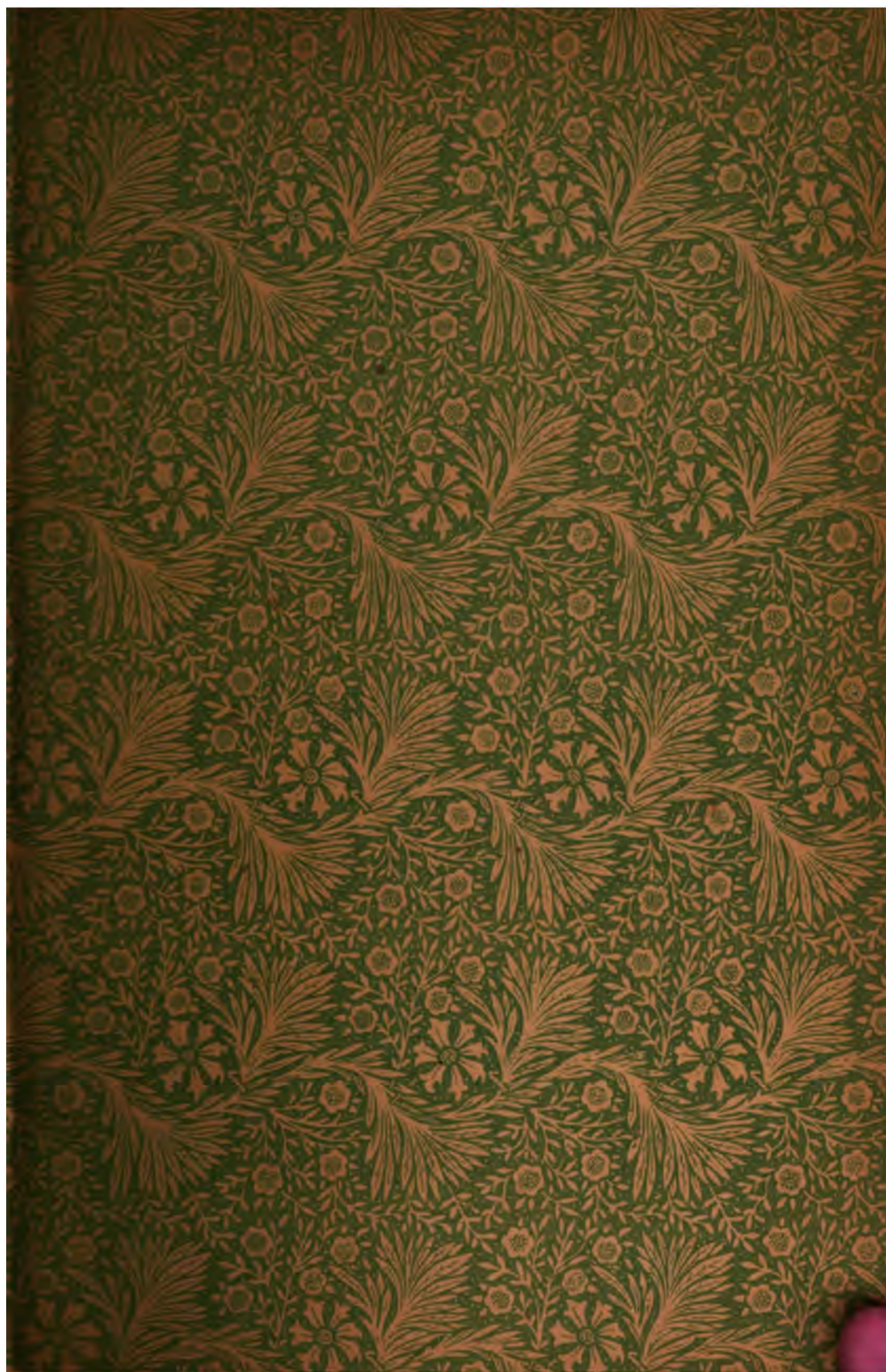

Google



# ANNALES

DES

# TRAVAUX PUBLICS

La Commission n'entend pas, par l'insertion des documents, assumer la responsabilité des théories qui y sont émises.

*Extrait de l'article* 16 *du Règlement d'ordre et d'attributions de la Commission des* Annales des travaux publics.

# ANNALES

DES

# TRAVAUX PUBLICS

## DE BELGIQUE

---

DOCUMENTS SCIENTIFIQUES, INDUSTRIELS OU ADMINISTRATIFS,
CONCERNANT L'ART DES CONSTRUCTIONS, LES VOIES DE COMMUNICATION
ET L'INDUSTRIE MINÉRALE

---

TOME XLV

---




BRUXELLES
IMPRIMERIE VEUVE MONNOM
RUE DE L'INDUSTRIE, 26

1887

# APPLICATIONS

DE

# L'ÉLECTRICITÉ A L'ÉCLAIRAGE DES VILLES

ET A

# LA METALLURGIE

PAR

M. J. LIBERT,

INGÉNIEUR AU CORPS DES MINES.

---

Ce rapport, qui a été rédigé à la suite d'un voyage de mission effectué dans la Haute-Italie et en Suisse, comprend deux parties distinctes : la première est consacrée à l'éclairage électrique des villes de Milan, de Turin, d'Aoste et de Lausanne ; la seconde traite de l'électro-métallurgie, telle qu'elle est pratiquée à l'usine à cuivre de Pont-Saint-Martin dans la vallée d'Aoste, en Italie.

---

## PREMIÈRE PARTIE.

### Éclairage électrique.

Les installations d'éclairage électrique des villes précitées feront l'objet chacune d'un chapitre spécial de ce rapport.

1

# CHAPITRE PREMIER.

## ÉCLAIRAGE ÉLECTRIQUE DE LA VILLE DE MILAN (ITALIE).

L'installation d'éclairage électrique de la ville de Milan est actuellement la plus importante de l'Europe et elle paraît appelée à se développer encore rapidement dans de grandes proportions. Toutefois, là, comme dans nombre d'autres villes, le monopole accordé à la Compagnie du gaz retarde beaucoup l'extension de ce nouveau mode d'éclairage.

Les travaux pour l'établissement de la lumière électrique dans cette ville ont commencé en octobre 1882, peu de temps, par conséquent, après la merveilleuse invention d'Edison, car les premiers essais entrepris par le savant Américain pour réaliser pratiquement l'éclairage par incandescence remontent seulement à l'année 1878, et c'est à l'Exposition de Paris, en 1881, que l'on put admirer, pour la première fois sur notre continent, la réalisation complète de son système d'éclairage et de distribution à domicile de l'énergie électrique.

Confiante dans le succès de l'invention nouvelle et sous la direction de M. l'ingénieur Joseph Colombo, professeur de mécanique industrielle et de construction de machines à l'Institut royal technique supérieur de Milan, la Société générale italienne d'électricité, système Edison, ayant son siège dans la ville susdite, entreprit donc, pour ainsi dire au début de l'invention et peu après l'exemple donné par la grande cité américaine de New-York, l'établissement d'une installation destinée d'abord à l'éclairage du théâtre Manzoni, puis à celui de la Scala, et c'est en juin 1883 que les machines commencèrent à fonctionner. Puis ce fut le tour des magasins, des hôtels, des cafés, des restau-

rants et même des habitations particulières; l'éclairage public du centre de la ville : places du Dôme et de la Scala, galerie Victor-Emmanuel, etc., est venu s'ajouter au commencement de cette année à l'éclairage privé, mais au moyen de lampes à arc du type Siemens desservies par les mêmes machines et les mêmes conducteurs que les appareils d'incandescence. Ces machines et ces conducteurs ne permettant pas de transporter l'énergie électrique au delà d'une certaine distance, on vient d'effectuer une installation spéciale pour l'éclairage par l'arc voltaïque des grandes artères de la circulation rayonnant au centre de la ville, c'est-à-dire à la place du Dôme. Des essais qui ont donné des résultats satisfaisants ont été entrepris dans le but d'éclairer, tant par incandescence que par arc, par l'intermédiaire d'appareils nouveaux qui ont reçu le nom de transformateurs, des quartiers plus éloignés encore de l'usine centrale.

Je vais rapporter dans ce qui suivra. tous les renseignements que j'ai pu recueillir sur cette remarquable installation de lumière électrique qui fonctionne déjà depuis plus de trois ans sans cesser de donner d'excellents résultats, malgré les difficultés de toute espèce que l'on rencontre toujours dans une affaire nouvelle; on peut donc dire, à la suite d'une expérience de semblable durée, que la possibilité de l'éclairage, même d'une grande ville, par l'électricité, est un problème pratiquement résolu.

Je décrirai d'abord l'usine centrale de production de l'électricité, puis les conducteurs du courant, les différents appareils d'éclairage, enfin tout ce qui concerne l'organisation du service et le développement de ce dernier.

## USINE CENTRALE D'ÉLECTRICITÉ.

Cette usine est située près du Dôme, elle occupe l'emplacement de l'ancien théâtre Sainte-Radegonde; elle se trouve par suite près du centre de la ville et du mouvement, à proximité des grands théâtres et autres grands consommateurs, sous forme de lumière, de gaz ou d'électricité. A Milan, comme dans toutes les grandes villes, l'espace nécessaire n'est pas facile à trouver, l'acquisition du terrain ne s'y fait qu'à des prix très élevés; ces considérations sont de nature à influer notablement sur la disposition des installations, sur le choix des moteurs, etc.

Le bâtiment de l'usine Sainte-Radegonde est à peu près rectangulaire et a une superficie de $40^{m},30 \times 14^{m},20$; il comprend trois étages dont l'inférieur ou rez-de-chaussée est à $2^{m},60$ au dessous du sol des rues. C'est là que se trouvent les moteurs à vapeur et les dynamos; au dessus sont placées les chaudières à vapeur et enfin l'étage supérieur sert de magasin et de laboratoire. Il pourrait paraître assez étrange de voir placer les chaudières à l'étage et les machines au rez-de-chaussée, mais dans le cas actuel cette disposition se justifie par l'exiguité de l'emplacement et la nécessité de donner aux machines une très grande stabilité par suite de la grande vitesse à laquelle elles fonctionnent.

*Chaudières à vapeur.* — Tant au point de vue de la sécurité qu'à celui de l'espace, les chaudières multitubulaires s'imposaient dans ce cas. On a fait choix d'un système ne différant que par des détails de construction du type Root bien connu et imaginé par la maison Babcock et Wilcox de New-York et Glasgow. Ces générateurs sont effectivement légers, peu encombrants et pour ainsi dire inexplosibles. Ils sont actuel-

lement au nombre de six, groupés par deux. Ils se composent chacun de 96 tubes bouilleurs aboutissant aux deux extrémités supérieures à des réservoirs de vapeur horizontaux en tôle d'acier; les dits tubes communiquent par leur extrémité inférieure avec un tambour en fonte ou réservoir dans lequel se fait le dépôt des boues à l'endroit où les fumées quittent la chaudière.

La surface de chauffe totale de chaque chaudière est d'environ 170 mètres carrés; la surface de la grille est de $4^{m2}$,50; la chaudière est timbrée à 8 atmosphères; le poids est de 19,520 kilogrammes et la surface occupée est de $20^{m2}$,16.

Le poids des chaudières est porté par des poutrelles s'appuyant sur des colonnes en fonte posées sur de solides fondations; par cette disposition les voûtes en maçonnerie de l'étage ne supportent presque aucun effort.

A Milan, le combustible minéral coûte excessivement cher, et il y a lieu d'en réduire la consommation au minimum; c'est cette considération qui a motivé le placement d'un *economiser* système Green pour chauffer l'eau d'alimentation.

A l'intérieur d'une grande ville élégante, surtout comme la partie centrale de Milan, la fumée doit être évitée autant que possible. On atteint ce résultat en n'employant que du charbon Cardiff première qualité, coûtant 36 francs la tonne tous frais compris; de plus la cheminée qui évacue dans l'atmosphère les produits de la combustion, a une hauteur de 52 mètres au dessus du pavé de la rue; son diamètre est uniformément de 2 mètres à l'intérieur.

*Moteurs.* — Ils sont, l'un et l'autre, de deux types à grande vitesse afin d'actionner directement les dynamos, éviter ainsi les transmissions par courroies et

prendre pour l'ensemble un espace aussi restreint que possible. L'un est le type Armington et Sims, l'autre est le type Porter-Allen.

Les machines Armington et Sims, dont on fait usage à l'usine Sainte-Radegonde, développent une force de 130 à 150 chevaux; elles ont un cylindre horizontal de $0^m,368$ de diamètre et la course du piston est de $0^m,330$.

La distribution de la vapeur s'effectue à l'aide d'un seul tiroir de forme cylindrique, à double admission, actionné directement par le régulateur, lequel est monté sur l'arbre même de la machine; agissant sur un système de deux excentriques disposés l'un sur l'autre, le dit régulateur modifie la course et l'avance du tiroir de distribution afin de maintenir la vitesse constante.

Dans le type Porter-Allen, la distribution de la vapeur est obtenue par quatre tiroirs, dont deux d'admission actionnés par le régulateur à l'aide d'une coulisse et deux d'échappement à course constante.

Les cylindres horizontaux de ces machines ont un diamètre de $0^m,285$ et les pistons une course de $0^m,406$ ; ces moteurs ont la même force que les précédents du type Armington et Sims. Tous fontionnent à raison de 350 tours par minute.

*Dynamos.* — Elles sont de trois systèmes : les plus anciennes et les plus nombreuses, qui sont du type Edison, alimentent les lampes à incandescence ainsi que les lampes à arc du système Siemens ; puis viennent les dynamos Thomson-Houston qui fournissent, comme les premières, des courants continus, mais servent exclusivement pour l'éclairage des rues par l'arc voltaïque ; enfin il existe une machine à courants alternatifs du système Zipernowski pour l'éclairage des points éloignés de l'usine et notamment le théâtre Dal

Verme, mais cette dynamo est actuellement inactive, le moteur qui l'a activée pendant les essais ayant reçu une autre destination.

1° *Dynamos Edison.* — Elles sont actuellement au nombre de huit et on va bientôt en établir une neuvième. Elles sont toutes du type *C*, dont voici les principaux éléments :

| | |
|---|---|
| Différence de potentiel aux bornes . . . . . . . . . | 110 à 120 volts. |
| Intensité . . . . . . . . | 900 ampères. |
| Résistance de la bobine induite | 0,0039 ohms. |
| Id. des inducteurs | 2,28 id. |
| Diamètre de la bobine induite. | $2^m,737$ |
| Longueur id. id. . | $1^m,630$ |
| Nombre d'aimants inducteurs . | 12 |

Quatre de ces aimants aboutissent à une plaque polaire et les huit autres à l'autre pôle ; ils sont tous disposés horizontalement.

L'intensité du courant doit varier selon le nombre de lampes allumées. Dans ce but on doit régler constamment l'intensité du courant d'excitation des inducteurs ; cette manœuvre se fait à la main, d'après les indications de lampes-témoins, en introduisant dans le circuit des électro-aimants une résistance variant de 1/18 à 7 1/2 ohms pour chaque dynamo. Il y a autant de régulateurs du courant qu'il y a de machines et ils sont disposés parallèlement à ces dernières, de manière à occuper peu de place. Chaque régulateur comprend 50 bobines et 57 degrés de réglage ; tous ces appareils peuvent être commandés à la fois ou chacun séparément, au moyen d'un arbre commun. Deux indicateurs de force électromotrice à sonnerie d'alarme et deux voltmètres servent au personnel chargé de la manœuvre de réglage ; ces

appareils sont réglés à l'aide d'un voltmètre gradué au moyen d'une pile étalon Daniell et d'un galvanomètre à réflexion de sir W. Thomson. On peut donc régler très simplement de l'usine l'intensité lumineuse de toutes les lampes du réseau sans qu'aucun avis soit donné, même de la part des plus grands consommateurs, quand ils éteignent ou allument subitement un grand nombre de lampes. Ce fait a surtout lieu dans les théâtres et notamment à celui de la Scala pour produire certains effets scéniques.

Toutes les dynamos Edison sont accouplées en quantité ; à cet effet, de gros câbles en cuivre flexibles réunissent les balais des divers collecteurs à deux conducteurs principaux, de 1700 millimètres carrés de section chacun, disposés le long du mur parallèle aux machines et aboutissant aux conduites souterraines d'alimentation du réseau.

La réunion avec les conducteurs principaux des diverses machines se fait à l'aide d'interrupteurs en forme de coins, qui assurent un excellent contact électrique.

Le nombre de dynamos en service varie avec les saisons et les heures de la journée ; en tout temps, il y en a une, fonctionnant à faible vitesse et à circuit ouvert, qu'on peut mettre en activité en quelques instants si c'est nécessaire.

La mise en circuit ou hors circuit d'une dynamo demande certaines précautions, afin de n'apporter aucune perturbation dans l'éclairage. Dans ce but, il existe à l'usine même un circuit d'essai composé de 1,000 lampes, soit à peu près le nombre normal de ces dernières qu'une machine peut alimenter. Ce circuit est disposé de façon à pouvoir être parcouru séparément par le courant de chaque dynamo. Les 1,000 lampes susdites sont réunies par groupes de 50

en dérivation sur deux conducteurs aboutissant à un tableau, où, à l'aide d'interrupteurs, elles peuvent être allumées ou éteintes suivant les besoins.

Quand on met une dynamo en action, on dirige le courant qu'elle fournit dans le circuit d'essai jusqu'à ce que l'intensité lumineuse y devienne normale, puis on réunit la dynamo en question au circuit général extérieur, ce qui ne modifie en rien le fonctionnement des lampes de ce dernier. En effet, si, par exemple, quatre machines en mouvement alimentaient à ce moment 4,000 lampes au dehors de l'usine, les cinq machines alimenteront 5,000 lampes par suite de l'adjonction des 1,000 lampes du circuit d'essai ; le courant fourni restera donc proportionnel au nombre de lampes allumées. Mais les 1,000 lampes supplémentaires ne doivent rester allumées que quelques minutes ; on les éteint successivement par séries de 50 en manœuvrant les interrupteurs du tableau auquel aboutissent les 40 conducteurs du circuit d'essai et ceux des diverses dynamos. Pendant cette extinction graduelle, on fait varier l'excitation des inducteurs des machines, afin de réduire le courant fourni par chacune d'elles. Dans l'exemple cité ci-dessus, ce courant serait réduit dans le rapport de 5 à 4 et serait, par suite, égal aux 4/5 de ce qu'il était primitivement, le circuit extérieur ne se modifiant pas par hypothèse pendant ce temps.

La manœuvre inverse s'effectue pour arrêter une dynamo : on commence d'abord par allumer 50, 100, 150 et puis 1,000 lampes du circuit d'essai, en modifiant en même temps la résistance des électro-aimants, de façon à augmenter proportionnellement au nombre de lampes en action le courant produit par chaque dynamo. On rompt ensuite l'attache de la machine à débrayer avec le circuit général extérieur, de sorte que cette machine n'alimente plus que le circuit d'essai ; il

ne reste plus qu'à supprimer l'admission de la vapeur au moteur pour que les 1,000 lampes supplémentaires s'éteignent rapidement et sans qu'aucune étincelle d'extra-courant d'ouverture se produise, cet extra-courant se consomme dans le circuit d'essai et ne compromet nullement l'armature de la dynamo.

Ces manœuvres s'effectuent par l'ingénieur de service. Il en apprécie l'opportunité d'après le nombre de lampes allumées, ce qu'il détermine à l'aide de l'intensité du courant mesurée au moyen d'ampèremètres placés au voisinage des conducteurs principaux. On fait une observation toutes les demi-heures et on en consigne le résultat dans un registre où figurent également les renseignements divers relatifs au travail de l'usine. L'unité de lumière adoptée est toujours la lampe Edison de 16 bougies.

Je dois maintenant signaler les mesures prises en vue d'empêcher l'échauffement des armatures ou bobines induites et des inducteurs ; pour ceux-ci on y arrive par la division en douze éléments des électro-aimants; pour les armatures le résultat est atteint par l'insufflation d'un courant d'air froid à l'aide d'une machine à vapeur spéciale établie dans une annexe de la halle où se trouvent les dynamos ; dans ce même local se trouve une pompe à vapeur qui envoie un courant d'eau froide dans l'intérieur des paliers.

Je termine l'étude de ces dynamos par quelques calculs. Je rappelle tout d'abord qu'elles sont excitées en dérivation.

Un courant de 900 ampères avec une force électromotrice de 120 volts mesurée aux bornes de la dynamo développe un travail de

$$\frac{900 \times 120}{9,81 \times 75} \text{ chevaux} = 147 \text{ chevaux environ.}$$

La résistance du circuit extérieur est alors de

$$\frac{E}{I} = R = \frac{120}{900} = 0^{\text{ohm}},133$$

Le courant des inducteurs se calculera comme suit :

$i$ étant ce courant, $I$ celui du circuit des lampes.

$r$ la résistance des inducteurs (sans le rhéostat de réglage).

$R$ la résistance du circuit extérieur.

$$ir = IR = E = 120 \text{ volts.}$$
$$i \times 2^{\text{ohms}},28 = 900 \times 0^{\text{ohm}},133 = 120 \text{ volts.}$$
$$i = \frac{120}{2,28} \text{ ampères} = 52^{\text{amp.}},63.$$

Le courant circulant dans l'armature sera, en conséquence, de $952^{\text{amp.}},63$ et le travail de la résistance transformé en chaleur sera

$$\frac{(952^{\text{amp.}},63)^2 \times 0^{\text{ohm.}},0039}{9,81} \text{ kilogrammètres} = 361 \text{ kilogrammètres environ par seconde ou } 4^{\text{chev.}},8.$$

Le travail des résistances du circuit inducteur sera

$$\frac{(52^{\text{amp.}},63)^2 \times 2^{\text{ohms}},28}{9,81} \text{ kilogrammètres} = 644 \text{ kilogrammètres} = 8^{\text{chev.}},6 \text{ environ.}$$

La perte totale d'énergie transformée en chaleur dans la dynamo est de $13^{\text{chev.}},4$ et le rendement électrique est de

$$\frac{147}{147 + 13,4} = 91,6 \text{ p. } \%.$$

Je m'empresse d'ajouter que les machines en question ne fonctionnent qu'exceptionnellement dans les condi-

tions normales admises dans les calculs qui précèdent. En tous cas, le rendement qui vient d'être déterminé, ne tient pas compte des pertes mécaniques de travail qu'il serait nécessaire de connaître pour obtenir le rendement *industriel*.

2° *Dynamo Thomson-Houston.* — Elle est peu répandue sur notre continent, mais elle est très connue aux Etats-Unis depuis 1880. Elle sert exclusivement à l'éclairage par l'arc voltaïque, elle fournit un courant constant sous un potentiel variable en raison de la résistance du circuit extérieur dans lequel toutes les lampes sont placées en série.

Il existe depuis peu deux dynamos de ce système à l'usine Sainte-Radegonde, pour l'éclairage public des rues rayonnant de la place du Dôme. Elles sont absolument identiques et fonctionnent sous l'action d'un même moteur à vapeur du type Porter-Allen, animé d'une vitesse de 350 tours à la minute, mais la transmission de mouvement se fait par l'intermédiaire de poulies et de courroies.

L'une de ces dynamos ne fonctionne que jusque minuit, tandis que l'autre fait tout le service de nuit; elles travaillent sur deux circuits distincts et ayant le même itinéraire.

Cette dynamo est d'une construction toute particulière.

La bobine induite ou armature a la forme sphérique et comprend trois bobines élémentaires aboutissant chacune par une extrémité à un des trois segments du collecteur, tandis que, par l'autre extrémité, elles sont réunies entr'elles. Aux points de croisement des fils des bobines, ces derniers sont séparés par une matière isolante; en ces points, l'épaisseur étant plus forte, on est obligé de donner au noyau en fer ou carcasse, la forme ellipsoïdale afin que l'ensemble soit sphérique.

Les surfaces polaires sont deux hémisphères creux entre lesquels tourne l'armature ; ils terminent deux cylindres également creux sur lesquels sont enroulés les fils des bobines inductrices parcourus par le courant extérieur. Un régulateur, d'une construction toute particulière, déplace les balais sur le collecteur. Par l'intermédiaire de cet appareil, on obtient un courant d'intensité constante et d'une force électromotrice variable selon la résistance du circuit extérieur ou par suite selon le nombre de lampes en action.

La force électromotrice maxima disponible aux bornes de la dynamo atteint 1,500 volts à la vitesse normale de 500 tours par minute, l'intensité constante du courant est de 10 ampères ; le travail électrique du circuit des lampes est par suite de

$$\frac{1500^{\text{volts}} \times 10^{\text{amp.}}}{9,81 \times 75} = 20 \text{ chevaux.}$$

3° *Dynamo Zipernowski.* — Cette machine qui fournit exclusivement des courants alternatifs est d'invention assez récente ; elle a figuré avec grand succès l'année dernière à l'Exposition universelle d'Anvers avec tout un système de distribution électrique des plus intéressants et dont plusieurs applications ont déjà été réalisées notamment pour utiliser des forces naturelles à l'éclairage. Cette dynamo est construite par la maison Ganz et C$^{ie}$, de Buda-Pesth. Elle a les précieux avantages d'être auto-excitatrice et autorégulatrice, c'est-à-dire qu'il n'est pas nécessaire, comme dans la plupart des dynamos du même genre, d'une machine excitatrice spéciale fournissant le courant continu destiné à parcourir le circuit des électroaimants, mais le courant alternatif de la machine même est redressé en partie pour servir à l'excitation

des inducteurs ; de plus, elle modifie automatiquement le courant d'excitation de manière à fournir une quantité d'énergie électrique toujours proportionnelle à la quantité nécessaire pour l'alimentation des lampes. Cette auto-régulation s'obtient par un petit appareil spécial appelé compensateur, dans lequel se trouvent deux bobines dont l'une est parcourue par le courant principal et l'autre par le courant d'excitation des électro-aimants. Quand on augmente le nombre des lampes, la résistance du circuit diminue et l'intensité du courant augmente ; afin que la différence de potentiel reste constante aux bornes des lampes, il faut augmenter l'intensité du courant excitateur, le compensateur atteint ce résultat par suite des réactions qui se produisent entre les deux courants circulant dans les deux bobines. La constance de la tension électrique des circuits secondaires a été vérifiée dans les essais effectués à Milan pour des débits variables de 1 à 35 ampères du circuit primaire.

Ce résultat permet d'assurer que la machine est réellement auto-régulatrice.

A la vitesse de 250 tours, la dynamo Zipernowski établie à l'usine Sainte-Radegonde, peut donner un courant de 55 ampères avec une force électromotrice de 1,300 volts ; dans les essais d'éclairage, le courant obtenu était seulement de 1,200 volts et de 22 ampères.

Cette machine comprend 20 pôles magnétiques, de sorte que le nombre d'inversions du courant est de $250 \times 20 = 5{,}000$ par minute, soit environ 83 par seconde.

Le courant excitateur des électro-aimants est un courant redressé par le commutateur spécial de la machine et dont l'intensité varie de 30 à 34 ampères avec une force électromotrice de 100 volts; il est fourni par deux des 20 bobines induites.

L'énergie électrique du courant principal est donnée par le calcul suivant :

$$\frac{1300^{\text{volts}} \times 55^{\text{amp.}}}{9,81 \times 75} = 97^{\text{chev.}},1.$$

Celle consommée pour l'excitation est au maximum de

$$\frac{100 \times 34}{9,81 \times 75} = 4^{\text{chev.}}, 6.$$

Le rendement électrique est conséquemment de

$$\frac{97,1}{97,1 \times 4,6} = 95,4 \text{ p. } \%.$$

Dans cette dynamo, comme dans celle à courants alternatifs imaginée par Gramme, ce sont les électro-aimants inducteurs qui sont mobiles et les bobines induites sont fixes. Les noyaux des inducteurs sont fixés suivant les rayons d'un cercle et ils sont terminés par des épanouissements polaires alternativement nord et sud et sont en nombre égal à celui des bobines induites. Ces dernières sont construites de manière à éviter le plus possible la production des courants parasites ou de Foucault et par suite l'échauffement de la machine, ce qui en assure une marche sûre et économique.

A l'usine il y a plusieurs appareils permettant de vérifier la bonne marche de la machine et des lampes. Il y a d'abord un voltmètre indiquant la force électromotrice du courant secondaire, puis un ampèremètre pour le courant primaire; un avertisseur automatique indique quand la tension du courant secondaire a atteint les valeurs maxima et minima qu'on a assignées. A l'aide d'une résistance déterminée on peut toujours obtenir, aux bornes des instruments, une tension électrique égale à celle disponible aux points de consommation de l'énergie sous forme de courant secondaire.

## CONDUCTEURS ÉLECTRIQUES.

Ils sont aériens et souterrains ; les premiers conduisent le courant produit par les dynamos Thomson-Houston pour l'éclairage public exclusivement et ne sont pas définitifs; avant de faire une installation durable et coûteuse, la Société d'éclairage électrique a voulu attendre la décision des tribunaux dans le procès intenté à la ville de Milan par la Compagnie du gaz ; les conducteurs souterrains sont de deux espèces : ceux pour l'éclairage par les courants continus fournis par les dynamos Edison et dans un périmètre limité autour de l'usine centrale, et ceux destinés à transporter à distance l'énergie des courants alternatifs.

L'installation la plus importante est celle qui est relative à la distribution par le système Edison ; elle est également la plus ancienne ; pour ces raisons, je crois devoir la décrire la première.

*Conducteurs Edison*. — Le réseau des conducteurs souterrains pour l'alimentation des lampes Edison à incandescence et des lampes à arc du système Siemens comprend deux parties absolument distinctes : 1° un faisceau de conducteurs *d'alimentation* partant de l'usine centrale et portant le courant en des points convenablement choisis ; 2° le réseau de *distribution* comprend une série de circuits spéciaux qui viennent se greffer sur le réseau d'alimentation, le tout est disposé et calculé de manière à ce que la variation de la force électromotrice aux bornes des lampes ne dépasse pas 2 p. °/₀ et que l'intensité lumineuse de ces dernières reste aussi constante que possible en tous les points du réseau.

Les conducteurs d'alimentation sont des tubes dont les barres ont une section qui varie de 250 à 600 milli-

mètres carrés selon la distance et l'intensité du courant qui doit y circuler. Ces barres conductrices sont en cuivre pur et ont une forme demi-cylindrique; elles sont séparées l'une de l'autre et du tuyau dans lequel elles sont toutes deux introduites, par une matière isolante fusible dont la composition est encore le secret de l'inventeur. Le courant qui pénètre dans chacun des conducteurs d'alimentation peut être réglé au moyen d'appareils spéciaux appelés ***régulateurs d'alimentation*** et installés à l'usine même. Ces appareils sont de simples rhéostats et ils sont disposés de manière à permettre l'introduction d'une résistance variable dans les divers circuits à volonté selon les besoins, afin de maintenir partout une intensité lumineuse aussi constante que possible, ce qui exige notamment une force électromotrice dont la variation ne dépasse pas la limite ci-dessus assignée : 2 p. °/₀ en moyenne. Cette limite serait dépassée quand on allume ou éteint un grand nombre de lampes en même temps sur une même conduite, ce qui arrive lors de l'ouverture ou de la fermeture d'un théâtre par exemple ou dans d'autres circonstances analogues. A un moment donné, l'intensité du courant étant $I$ devient, je suppose, $\frac{I}{n}$, la résistance restant constante et égale à $R$, la perte de force électromotrice qui était $IR$ devient $\frac{IR}{n}$. Pour que la perte de force électromotrice reste constante, il faut introduire une résistance $x$ calculée comme suit :

$$IR = \frac{IR}{n} + \frac{Ix}{n} \text{ d'où } x = (n-1)\,R\,;$$

$R$ n'étant jamais qu'une fraction d'ohm, il en résulte que $x$ est toujours une résistance relativement faible.

Le réseau de distribution est composé de conduc-

teurs analogues à ceux du réseau d'alimentation, mais de section moindre et égale à 93 millimètres carrés pour chacun d'eux. Les tuyaux du réseau ont une longueur uniforme de 6 mètres et sont enfouis à une profondeur variant de $0^m,60$ à $0^m,90$. La jonction des conducteurs d'alimentation et de distribution se fait à l'aide de boîtes de forme spéciale dans l'intérieur desquelles les barres de cuivre sont mises à découvert et les homologues réunies entre elles. Pour les branchements des consommateurs on emploie des tuyaux analogues à ceux de distribution, mais de dimensions plus petites, ou simplement des câbles sous plomb et les prises de courant se font par l'intermédiaire de boîtes de jonction analogues aux premières. Dans tous les cas la liaison n'est pas directe, elle est réalisée par une lame de plomb destinée à fondre dans le cas où le courant atteindrait fortuitement une intensité trop grande. Cette interposition a pour but d'éviter les accidents qui pourraient provenir de l'échauffement de la conduite et notamment les incendies, le ramollissement de la matière isolante, etc., le plomb fondant à 335 degrés, à une température qui ne présente aucun danger; dans le cas où le courant donne lieu à une température suffisante pour fondre le plomb, le circuit se coupe automatiquement; cet appareil de sûreté que l'on retrouve également à toutes les jonctions secondaires et près des lampes mêmes se nomme *cut-out.*

Quand toutes les lampes sont allumées sur une même conduite d'alimentation, la perte ou chute de force électromotrice entre les dynamos et les lampes est au maximum de 14 volts; on obtient ce chiffre en ajoutant 2 volts, pour la perte chez le consommateur, à la perte dans la conduite souterraine laquelle serait par suite de 12 volts. Aux bornes des lampes la différence de potentiel varie entre 101 et 103 volts.

La plus grande distance de l'usine à laquelle le courant est conduit est de 550 mètres en ligne droite et de 720 mètres en suivant les conducteurs.

M. J. Colombo estime qu'on peut considérer 48 francs comme coût moyen par lampe de 16 bougies d'un réseau de 500 à 600 mètres de rayon ; ce chiffre dépend naturellement du groupement des lampes et du nombre de ces dernières. Pour une distance de 750 à 800 mètres cette dépense serait double et quadruple même pour 1,000 à 1,200 mètres de rayon. Ces chiffres sont assez éloquents pour démontrer comment croît la difficulté d'éclairer au moyen d'une usine centrale une grande ville. Il faut donc, dans ce cas, adopter le système d'usines multiples par quartiers ou bien adopter la distribution par l'intermédiaire des transformateurs. C'est ce qu'on a fait à Milan pour l'éclairage du théâtre Dal Verme, éloigné de 1,150 mètres de l'usine Sainte-Radegonde. Le courant alternatif est transporté par un câble d'alimentation particulier jusqu'aux transformateurs qui ont pour but de réduire la tension électrique.

Quand on donnera quelque extension à ce nouveau mode d'éclairage, on combinera le canalisation Edison avec les câbles d'alimentation pour obtenir la distribution de l'énergie électrique. Le courant primaire à haute tension sera conduit à des points convenablement choisis par un câble dont la description sera donnée plus loin, et pour la distribution on adoptera les conducteurs Edison, dont on conservera par suite les précieux avantages, tout en réduisant notablement la section, le poids et le prix des conducteurs principaux.

*Conducteurs Siemens et Halske, de Berlin.* — Ces conducteurs, transportant des courants alternatifs à haute tension, leur isolement doit être très grand pour écarter tout danger.

Le câble est concentrique, c'est-à-dire que le conducteur de retour est tressé autour du conducteur d'aller, ce dernier formant l'âme; ils sont séparés l'un de l'autre par des matières isolantes, ainsi qu'il sera décrit en détail à l'occasion de l'éclairage électrique de la ville de Turin; le conducteur de retour possède également un système d'isolement et de protection particulier.

Le câble réunissant l'usine Sainte-Radegonde au théâtre Dal Verme a une longueur de 1,150 mètres, les conducteurs en cuivre ont chacun une section de 28 millimètres carrés. La résistance totale du dit câble est de $1^{ohm},54$ ; la résistance à l'isolement avec la terre est de 8 1/4 mégohms.

La chute du potentiel entre la dynamo et les transformateurs établis au théâtre susdit est exprimé par la formule *IR* dans laquelle *I* a une valeur maxima de 55 ampères et *R* la valeur constante ci-dessus indiquée, ce qui donne comme produit $84^{volts},7$ ou en chiffres ronds 85 volts ; la force électromotrice dans la conduite de distribution du courant secondaire serait réduite d'environ 7 volts, le coefficient de transformation étant de 1 : 12 pour les tensions.

La perte d'énergie dans le câble d'alimentation est égale à

$$\frac{I^2R}{g} \text{ kilogrammètres} = \frac{55 \times 55 \times 1,54}{9,81} = 475 \text{ kilogrammètres par seconde, ou 6 chevaux } \frac{1}{3} ;$$

l'énergie totale du courant primaire étant de 97,1 chevaux, la perte est de

$$\frac{6,3}{97,1} = 6 \frac{1}{2} \text{ p. } \%.$$

L'excitation de la machine Zipernowski, coûte au

maximum $4^{chev.},6$, le transport du courant coûte $6^{chev.},3$, la somme de ces deux dépenses d'énergie est donc de $10^{chev.},9$.

Le travail électrique total de la machine est de $97^{chev.},1 + 4^{chev.},6 = 101^{chev.},7$, la portion *transmise à l'extrémité* du câble d'alimentation, en admettant que l'isolement de ce dernier reste parfait, est de $97^{chev.},1 - 6^{chev.},3 = 90^{chev.},8$; cette portion est, en pour cent de l'énergie totale, de

$$\frac{90.8}{101.7} \times 100 = 89,3 \text{ p. \% environ.}$$

On peut donc conclure de ces chiffres que le transport de l'énergie dans ces conditions se fait d'une manière très économique.

*Conducteurs aériens.* — Ainsi que je l'ai dit précédemment, leur établissement n'est pas définitif, mais il était commandé par des raisons particulières qui ne subsisteront pas longtemps, ainsi qu'il y a lieu de l'espérer. Electriquement parlant, les conducteurs aériens et souterrains se valent ; au point de vue économique, les premiers sont infiniment préférables et ils sont en tous cas infiniment plus accessibles pour les réparations, les modifications et la surveillance ; ils conviennent cependant peu dans une ville élégante, surtout si l'on ajoute les nombreux conducteurs téléphoniques et télégraphiques qui sillonnent les rues et les places publiques ; en cas d'orage, les fils aériens de lumière peuvent offrir certains inconvénients sérieux à cause des avaries qu'ils peuvent éprouver par l'action du vent ; ils exigent également des moyens de préservation contre les décharges d'électricité atmosphérique, ce qui n'est pas nécessaire avec les conducteurs souterrains. Je pense donc, que même, malgré l'augmentation de dépense, les administrations des grandes villes

ne doivent tolérer qu'exceptionnellement le placement de fils de lumière aériens ; les canalisations d'électricité sont du reste absolument pratiques et leur entretien n'est pas plus difficile que les conduites de gaz ; les pertes de courant sont moins nombreuses qu'avec les conducteurs aériens, l'isolement de ces derniers étant moins complet, ce qui du reste est la principale cause de la modicité de leur prix.

A Milan, on n'emploie les conducteurs aériens que pour une partie de l'éclairage public et avec les lampes disposées en tension du système Thomson-Houston. Le courant étant de faible intensité, 10 ampères seulement, la perte de force électromotrice *IR* est donc faible, même avec un fil de petit diamètre et d'une résistance assez notable par conséquent. Dans chacune des rues éclairées par les lampes en question, le circuit est double et chacun d'eux aboutit aux bornes d'une des deux dynamos, de sorte que l'arrêt d'une de ces dernières ou un dérangement qui pourrait survenir n'aurait pas pour effet de plonger toute une rue ou même tout un quartier dans l'obscurité. De plus, ce double circuit permet de supprimer, pendant une partie de la nuit, la moitié des appareils d'éclairage, à partir de l'heure à laquelle la circulation des rues est considérablement réduite, ce qui a lieu vers minuit.

Actuellement, chacun des circuits a un développement d'environ 4,300 mètres ; les conducteurs sont des fils de cuivre n° 10 de la jauge B. W. G. (Birmingham wire gauge), soit d'un diamètre de $3^{mm},404$ et par suite d'une section de 9 millimètres carrés environ. La résistance au passage du courant d'un semblable fil, de la longueur indiquée ci-dessus, est d'environ 8 ohms, de sorte que la perte de force électromotrice atteint $8^{ohms} \times 10^{amp.} = 80$ volts approximativement et la perte d'énergie correspondante :

$$\frac{I^2R}{g} = \frac{10 \times 10 \times 8}{9,81} = 81,5 \text{ kilogrammètres}$$

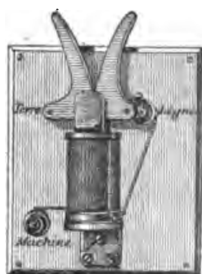
soit un peu plus d'un cheval sur 20 chevaux d'énergie électrique que la dynamo peut développer, soit environ 1/20 ou 5 p. %, ce qui est insignifiant. Au contraire, l'intérêt et l'amortissement d'un conducteur beaucoup moins résistant et partant plus gros, comporteraient une dépense supérieure à l'économie de force motrice qui pourrait en résulter. Dans le cas actuel, la longueur en mètres par kilogramme de fil nu est de $12^m,5$, de sorte que le poids total de cuivre d'un circuit est de 4300 : 12,5 = 350 kilogrammes environ.

Le coût d'un semblable conducteur est donc très minime relativement au système Edison ordinaire et à tous les systèmes du reste dans lesquels les appareils de consommation sont placés en dérivation.

A la dépense en cuivre il faut naturellement ajouter celle due à l'isolement, lequel est obtenu à l'aide de caoutchouc et de tresse en coton ; de plus, les fils sont fixés aux maisons et aux lampes par l'intermédiaire d'isolateurs en porcelaine.

Ces conducteurs règnent dans toute l'étendue des rues principales aboutissant à la Place du Dôme et notamment dans les rues de Turin, Charles-Albert, Manzoni, le Corso Victor-Emmanuel.

Il me reste un mot à dire des paratonnerres employés en vue d'écarter les dangers qui pourraient résulter en cas d'orage, tant pour les appareils : machines et lampes, que pour le personnel. Comme on le sait, l'électricité atmosphérique est toujours à haute tension, ce qui lui permet de franchir les espaces séparant entr'elles des matières conductrices sous forme d'étincelle ou de décharge disruptive. Chaque conducteur porte, dans l'intérieur de l'usine, un petit



Parafoudre.

appareil composé de deux branches courbes de laiton écartées à leur partie inférieure de 0m,001 seulement et placées entre les pôles aplatis d'un électro-aimant traversé par le courant de la machine ; l'une des branches susdites possède un bon contact avec la terre, ce que l'on obtient en prenant les précautions habituelles lors de l'établissement des parafoudres ; l'autre est sur la ligne. Quand un orage éclate, l'étincelle jaillit entre les deux branches et à leur partie inférieure, l'électricité atmosphérique est ainsi neutralisée et son influence annihilée. L'aimant repousse ensuite l'arc voltaïque ainsi formé, jusqu'à ce qu'il se rompe.

L'appareil est, comme on voit, assez analogue à celui qu'on utilise dans les téléphones, et même dans les télégraphes, et il a déjà donné la preuve de son efficacité.

## LAMPES ÉLECTRIQUES.

C'est naturellement la lampe Edison qui a eu jusqu'à présent la prépondérance dans l'éclairage de la ville de Milan, notamment pour le service des particuliers. A l'origine, du reste, on n'en employait pas d'autres, et ce n'est qu'assez longtemps après qu'on a fait emploi de lampes à arc du système Siemens d'abord et du système Thomson-Houston ensuite, et tout particulièrement pour l'éclairage public.

Ce n'est qu'avec une extrême prudence que la Direction de l'entreprise d'éclairage électrique a développé les applications de ce dernier, mais sans aucune de ces lenteurs non justifiées que l'on rencontre souvent en industrie. Je décrirai chronologiquement les appareils d'éclairage.

*Lampe Edison.* — Je n'en parlerai que très sommairement, attendu qu'elle est trop bien connue. Je rappellerai qu'elle est la première lampe basée sur l'incandescence qui soit réellement pratique et depuis son apparition, un grand nombre d'inventeurs se sont livrés à la recherche de modifications principalement relatives à la composition du filament charbonneux, à la forme de ce dernier, au système d'attache, etc., mais l'invention d'Edison se maintient toujours à la hauteur de tout ce qui a été imaginé depuis son apparition dans la même voie. Voici sommairement comment elle est constituée : un filament de bambou est carbonisé, replié en forme d'U; il est renfermé ensuite dans un petit globe de verre, où l'air est raréfié à près d'un millionième d'atmosphère, soit un vide à peu près parfait. Ce vide est obtenu à l'aide d'une pompe à mercure de Sprengel; pendant qu'on effectue le vide dans le globe de verre, on fait passer un courant électrique dans le filament, de façon à le porter à l'incandescence et éliminer les gaz qui sont retenus dans les pores du charbon.

Le filament charbonneux est soudé à ses deux extrémités à deux fils de platine à l'aide d'un dépôt de cuivre obtenu par l'électrolyse d'un bain de sulfate de cuivre, ce qui permet d'obtenir un excellent contact électrique entre le charbon et le circuit extérieur. Les deux fils de platine sont contenus dans un petit tube de verre, dans lequel ils sont scellés et ils viennent aboutir l'un à l'enveloppe en cuivre du support et l'autre à une âme en cuivre et séparées l'une de l'autre par du plâtre comme isolant.

Une clef établie sur le support de la lampe, permet de l'éteindre ou de l'allumer à volonté, indépendamment des commutateurs à l'aide desquels on obtient les mêmes résultats pour un groupe de lampes.

La résistance du filament charbonneux est toujours

très grande; on peut cependant la diminuer, soit en réduisant la longueur du dit filament ou bien en augmentant la section. A Milan on conserve une force électromotrice aussi constante que possible aux bornes des différentes lampes (102 volts), mais par suite de la variation de la résistance des divers filaments, on obtient des intensités de courants variables selon les différents types de lampes dont on fait usage. Ces types sont au nombre de quatre : 1°, celui de 10 bougies, dans lequel l'intensité du courant est de $0^{amp.},48$ à $0^{amp.},50$ ; 2°, le type de 16 bougies, pour lequel le courant mesure $0^{amp.},70$ à $0^{amp.},75$ ; 3°, le type de 32 bougies et de $1^{amp.},20$ à $1^{amp.},25$ ; 4°, le type de 8 bougies à 51 volts et $0^{amp.},70$ à $0^{amp.},75$.

Un point qui a une importance capitale dans l'emploi des lampes à incandescence est celui relatif à la durée de ces appareils. Il est coutume d'admettre une durée normale de huit cents heures, mais c'est encore là un chiffre éminemment variable selon les circonstances qu'il n'est pas toujours possible de préciser; il n'y a que la pratique qui puisse donner des résultats certains.

En 1885, on a trouvé que la durée moyenne des lampes Edison était de mille vingt heures; pour les neuf premiers mois de l'année 1886, cette durée est tombée à sept cent soixante heures; mais ce résultat n'a rien d'alarmant, attendu qu'on considère des lampes dont le placement remonte à une année antérieure. Il faudrait donc une moyenne de plusieurs années pour avoir un résultat précis.

La lampe Edison peut, à volonté, être alimentée avec les courants continus fournis par les dynamos de même nom ou avec les courants alternatifs de la machine Zipernowski-Deri ou de toute autre, du reste.

On a coutume d'employer les courants continus

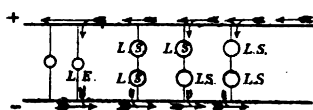
parce que le problème est plus simple à résoudre de cette façon et que les courants alternatifs sont plus dangereux, à moins d'un isolement plus parfait des conducteurs. On prétend même que la durée des lampes à incandescence alimentées par des courants alternatifs est plus grande que celle des lampes alimentées par des courants continus. Quoi qu'il en soit, il en résulte qu'il n'y a, de ce chef, aucun inconvénient à combiner le système de conduite et de lampes Edison avec l'emploi des transformateurs et des machines à haute tension pour le transport à distance de l'énergie électrique.

A Milan on a aussi essayé d'autres lampes que celles du système Edison et notamment la lampe Siemens, également par incandescence, mais on les a abandonnées, soit à cause de leur peu de durée, soit parce qu'elles noircissaient rapidement.

Les lampes Edison ont, dans beaucoup de magasins, cafés, restaurants, etc., remplacé purement et simplement les becs de gaz, en conservant les mêmes lustres ou suspensions qui ont subi des modifications peu importantes. Il serait trop long d'entrer dans tous les détails à ce sujet. Ces lampes conviennent admirablement pour l'éclairage intérieur, mais quand il s'agit d'éclairer un grand espace assez économiquement, il est préférable de recourir à l'arc voltaïque qu'on peut disposer de façon à avoir une lumière d'une intensité assez réduite. On n'a pas tardé de greffer sur la canalisation Edison des prises de courant pour l'éclairage par régulateurs à arc de la galerie et du portique de la galerie Victor-Emmanuel, puis pour des jardins de cafés et des places publiques. On a eu recours au type de lampe différentielle connue depuis longtemps déjà.

*Lampes Siemens à arc.* — Une force électromotrice de 50 volts environ est suffisante pour faire franchir

l'intervalle entre les charbons, de sorte que l'on est amené à disposer les lampes en tension par groupes de deux sur le circuit et les divers groupes en dérivation.

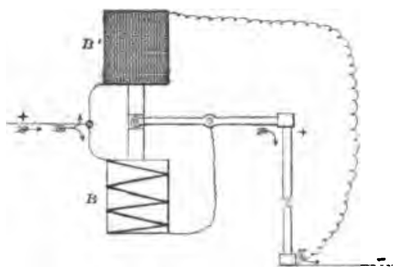


L. S. — Lampe Siemens.
L. E. — Id. Edison.

Par cette disposition, la plus grande indépendance possible règne entre les diverses lampes Edison et Siemens ; un accident à une de ces dernières peut entraîner seulement l'extinction de celle sur laquelle elle est montée en série; on adopte, par conséquent, une disposition identique à celle admise pour les lampes Edison de 8 bougies, c'est-à-dire 2 lampes montées sur une même dérivation.

La lampe Siemens est du système dit *différentiel*, le réglage est obtenu constamment par la différence de deux actions opposées et variables par deux courants dont l'un alimente l'arc et l'autre sert à maintenir la longueur de ce dernier, concurremment avec le premier courant.

Le courant provenant de la canalisation se divise en deux parties dont la principale traverse une bobine *B* composée d'un fil gros et court, par suite peu résistant, et va rejoindre le porte-charbon supérieur;



Disposition schématique d'une lampe Siemens à arc

l'autre partie du courant, beaucoup plus faible, traverse une bobine *B'* de grande résistance et rejoint la première partie à la borne du charbon inférieur pour regagner la canalisation. Les deux bobines *B* et *B'* sont creuses, de manière à

permettre à un barreau de fer doux de s'y mouvoir librement sous l'influence des courants qui y circulent; ce barreau de fer doux commande le mécanisme de réglage. Au début, quand on met les machines en mouvement, les charbons sont en contact, tout le courant passe pour ainsi dire dans la bobine *B*, celle-ci attire le noyau de fer doux, l'écart des charbons se produit; à mesure que la combustion progresse, cet écart, et par suite la résistance, tend à augmenter, mais aussitôt le courant dérivé dans la bobine *B'* gagne en intensité et l'attraction de cette dernière augmente, tandis que celle produite par la bobine *B* diminue et l'arc reprend sa longueur normale qu'on peut modifier, du reste, à volonté, en faisant varier la résistance des bobines. C'est là le principe de la lampe Siemens ou plutôt de M. Hefner-Alteneck, ingénieur de la maison Siemens, mais, en pratique, le mécanisme du réglage est plus compliqué et il ne permet en tous cas que des mouvements imperceptibles à l'œil, de sorte que la fixité de la lumière est aussi complète que possible.

Le charbon inférieur est le négatif, et cela à dessein, afin d'obtenir le maximum de fixité du point lumineux, le charbon positif se comburant deux fois plus que le négatif. Le déplacement de ce point lumineux n'est pas un inconvénient sérieux quand il est réduit comme il vient d'être dit, attendu que les lampes sont toujours placées à une certaine hauteur, laquelle est de $6^{m}$,80 au minimum sur les places publiques, elle est beaucoup plus grande dans la galerie et sous le portique de la galerie Victor-Emmanuel. Ces lampes sont fixées au sommet de poteaux en bois sur les places publiques; dans la galerie Victor-Emmanuel, elles sont suspendues au sommet de la voûte par des cordes attachées aux balcons et par l'intermédiaire de poulies; il

est, dès lors, facile de les laisser descendre et de renouveler les charbons. Ces derniers ont des longueurs de $0^{m},38$ pour les positifs et de $0^{m},20$ pour les négatifs et de $0^{m},012$ de diamètre, leur durée varie de six heures et demie à sept heures.

L'intensité lumineuse des lampes de 11 ampères est évaluée à 1,800 bougies, celles de 9 ampères à 1,400 bougies et celles de 500 bougies demandent un courant variant de 4 1/2 à 5 ampères; il faut remarquer que la force électromotrice est moitié moindre que pour les lampes Edison.

Au moyen de ces chiffres, on peut se faire une idée très nette de l'avantage économique de l'arc voltaïque sur l'incandescence; ainsi la lampe à arc de 11 ampères fournit une intensité lumineuse de $\frac{1,800}{11} \times 2 = 327$ bougies par ampère avec une force électromotrice de 102 volts, tandis que la lampe à incandescence de 16 bougies demande, avec cette même chute de potentiel, un courant variant de 0,7 à 0,75 ampère et produit 21 à 23 bougies par ampère, soit, par conséquent, quinze fois moins de lumière pour une même consommation d'énergie. Il résulte de ceci que la lampe à incandescence ne doit servir que pour l'éclairage de luxe ou dans des cas particuliers; l'arc lui-même devient également moins économique quand on réduit l'intensité: ainsi la lampe de 500 bougies, de 4 1/2 à 5 ampères, donne par ampère (et à raison de 51 volts) 220 à 200 bougies.

Ces chiffres ne doivent pas être pris d'une manière absolue évidemment; on ne peut en déduire qu'il faut toujours donner la préférence aux gros foyers, car il faut tenir compte de la répartition de la lumière et, pour avoir cette dernière la plus parfaite possible en même temps que pour tenir compte du côté économique

du problème, on doit avoir recours à des foyers de moyenne intensité; en tous cas, c'est encore là une question à examiner selon les circonstances locales.

Avant de passer à la description des lampes Thomson-Houston, je ferai remarquer que les lampes Siemens fonctionnent aussi bien avec des courants alternatifs qu'avec des courants continus et il en résulte même ce petit avantage qu'il n'y a plus de distinction à faire entre les charbons positifs et les charbons négatifs, puisque les pôles varient constamment.

*Lampes Thomson-Houston.* — Le courant qui les alimente est uniformément de 10 ampères et la différence de potentiel aux bornes est de 45 volts, elles réclament donc une énergie électrique de 450 watts ou de 46 kilogrammètres environ par seconde, soit à peu près 2/3 cheval. On admet qu'elles ont une intensité lumineuse de 2,000 bougies ou de 250 carcels. Elles sont à un ou à deux charbons successivement dans les rues, selon qu'elles appartiennent à l'un ou l'autre des deux circuits, c'est-à-dire selon qu'elles fonctionnent la moitié ou la totalité de la nuit.

Elles sont distancées l'une de l'autre de 65 à 70 mètres, suspendues à des hauteurs de 8 à 9 mètres au dessus du pavé des rues, ces dernières ont des largeurs de 12 à 18 mètres; on calcule que la surface éclairée par une lampe est en moyenne de 1,000 mètres carrés.

Elles sont suspendues au milieu des rues, à un câble en fils de fer galvanisé, tendu et accroché à ses extrémités dans de solides crampons fixés dans les murs des maisons. Par ce procédé, on supprime la dépense de candélabres qui projettent des ombres et qui ne conviendraient guère dans des rues sinueuses; par contre, il s'en faut de beaucoup que le système adopté réunisse le maximum d'élégance, mais aussi bien pour la

suspension des lampes que pour la conduite du courant, l'installation n'est pas définitive.

Pour avoir accès aux lampes, afin de renouveler les charbons, ce qui a lieu chaque jour, du moins en hiver, on se sert d'échelles Porta bien connues dans le service des incendies.

Les charbons ont une durée moyenne de 6 1/2 heures, ils ont une longueur de $0^m,30$ et un diamètre de $0^m,012$ ; ils sont ou nus ou métallisés selon les circonstances, mais on n'est pas encore fixé sur la préférence à donner aux uns ou aux autres.

Le mécanisme de réglage appartient au système différentiel comme pour la précédente lampe. Un électro-aimant *A* est traversé par le courant principal, un autre électro *B* est excité par un courant dérivé du premier. Chacun de ces électros attire une des armatures *C* ou *D* placées aux extrémités d'un levier mobile autour d'un centre *O* situé à égale distance des armatures susdites ; ce levier porte un bras perpendiculaire *E*; ce dernier porte en *a* une tige *F* reliée au coinçage *G* et munie d'une fente ; une goupille placée dans la dite fente limite la course du coinçage *G* et l'extrémité inférieure de la tige *F* s'appuie sur un ressort *H* fixé sur *E*, de sorte que le coinçage *G* est supporté d'une façon élastique par le bras *E* ; cette disposition a reçu le nom de liaison élastique entre le coinçage et le levier des armatures.

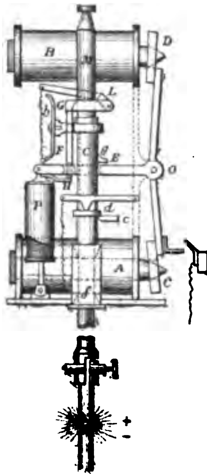


Schéma de la lampe Thomson-Houston.

Le coinçage se compose de deux parties : le corps *G* et un levier à came *L* pivote sur *G* et faisant pression

sur la tige porte-charbon *M*, pour l'arrêter au moment voulu. Le ressort *N* maintient le levier *L* appuyé contre la tige *M* et le butoir fixe *b*; *P* est un amortisseur à air.

Quand on envoie le courant dans la lampe, l'armature *C* est attirée et le coinçage est soulevé par le ressort *H*, le porte-charbon est soulevé et l'arc se forme entre les deux charbons. Quand ce dernier augmente par la combustion, la résistance s'accroît et l'intensité du courant principal diminue, tandis que celle du courant dérivé devient suffisante pour attirer l'armature *D*, abaisser le coinçage et permettre la descente du porte-charbon supérieur; cette descente est modérée par l'action du ressort *H*; en outre le poids de *M* n'agissant plus sur le coinçage, le ressort susdit est alors capable de soulever la tige *F*, de façon à arrêter la descente du charbon positif, le négatif étant immobile. Au cas où une résistance anormale se produirait, par exemple, si le porte-charbon était retenu par un grippement, l'arc continuant à s'agrandir, l'attraction de l'électro-aimant sur son armature *D* atteindrait une valeur telle qu'elle déterminerait la fermeture d'un contact à ressort *Q*. Alors le courant est lancé dans un nouvel électro-aimant non représenté dans la figure ci-contre et qui, agissant sur le butoir *c*, permet à l'anneau de descendre sous l'influence d'un levier qu'abaisse un ressort. Avec l'anneau *d*, le levier fait descendre le manchon *ef* qui est fou sur *M*, mais solidaire du butoir *b*, de sorte que le charbon se trouve abaissé; en outre, un teton *g*, porté par le manchon, abaisse le bras *E*.

Une disposition spéciale est en outre adoptée pour les lampes à deux charbons afin d'en obtenir l'usure successive.

### GÉNÉRATEURS SECONDAIRES.

Ce serait ici le lieu de décrire ces intéressants appareils dont l'essai a été couronné de succès pour l'éclairage du théâtre Dal Verme, mais cette étude sera faite plus loin en examinant les installations de l'éclairage électrique de la ville de Turin. Je dirai seulement que les appareils secondaires installés à Milan, sont exclusivement du système Zipernowski et C^ie. Ils sont préférables à ceux du système Gaulard et Gibbs, quand on veut obtenir, ce qui est une nécessité avec l'éclairage par incandescence, l'indépendance absolue de toutes les lampes d'un même réseau ; dans ce cas, l'extinction ou l'allumage d'un plus ou moins grand nombre de lampes n'exerce aucune influence sur les autres en activité et la dynamo auto-régulatrice produit une quantité d'énergie toujours proportionnelle à celle consommée.

### ORGANISATION ET DÉVELOPPEMENT DU SERVICE DE L'ÉCLAIRAGE ÉLECTRIQUE.

L'usine de Sainte-Radegonde fournit actuellement le courant nécessaire à l'alimentation de 8,975 lampes à incandescence, de 117 lampes à arc du système Siemens et de 44 lampes également à arc Thomson-Houston. L'éclairage par arc remonte seulement à un peu plus d'un an, et il a pris rapidement un grand développement et ce n'est que tout dernièrement qu'on a fait application des lampes Thomson-Houston et qu'on a fait les essais des transformateurs ou générateurs secondaires.

Les lampes Siemens, dont il vient d'être parlé, sont employées et pour l'éclairage public et pour celui des particuliers ; voici la répartition des lampes de ce système en service actuellement :

| | | | |
|---|---|---|---|
| Eclairage public . . | 34 lampes | de 11 | ampères. |
| | 21 » | 4 1/2 | » |
| Eclairage particulier | 44 » | 9 | » |
| | 18 » | 4 1/2 | » |

Le nombre de lampes Thomson-Houston va encore être augmenté de 10, de sorte que le nombre total en sera de 54.

Au commencement de l'année 1885, il n'y avait encore que 5,530 lampes à incandescence en service, on peut juger des progrès accomplis depuis lors et avec un plein succès.

Au commencement de l'année courante (1886), ce nombre montait à 7,921 lampes et les lampes Siemens venaient s'ajouter au nombre de 101. Elles étaient réparties comme suit :

| Principales installations. | Lampes à incandescence. | Lampes à arc Siemens. |
|---|---|---|
| Théâtre de la Scala . . | 2,566 | 12 |
| Id. Manzoni . . . . | 371 | » |
| Id. des philodramatiques . . . . | 263 | 1 |
| Hôtel Continental . . . | 473 | » |
| Id. de Milan . . . . | 238 | » |
| Cercles . . . . . . . | 331 | » |
| Cafés, brasseries, restaurants . . . . . . . | 859 | 11 |
| Magasins . . . . . . | 1,340 | 20 |
| Imprimeries . . . . . | 405 | » |
| Banques . . . . . . . | 610 | » |
| Appartements . . . . | 101 | » |
| Usine électrique . . . | 118 | » |
| Hôtel de ville . . . . | 196 | » |
| Eclairage public . . . | 50 | 57 |
| | 7,921 | 101 |

Comme on le voit, l'installation la plus importante est celle du théâtre de la Scala qui est le plus vaste théâtre d'opéra du monde pour les dimensions de la salle et de la scène. Celle-ci a 45 mètres de profondeur sur 37 mètres de largeur ; à la rampe, la largeur est de 16$^{m}$,36 ; la salle mesure 24$^{m}$,80 sur 22 mètres et une hauteur de 19$^{m}$,90.

Ce théâtre est le plus grand consommateur d'électricité de l'usine Sainte-Radegonde, mais il n'est ouvert qu'une partie de l'année.

Par contre, on remarquera le petit nombre de lampes installées dans les habitations particulières, par suite de la faible consommation de courant qu'on y fait, ce qui est peu rémunérateur pour la Société.

Le succès de l'éclairage électrique ne tarda pas à éveiller l'attention de la Compagnie d'éclairage par le gaz. Déjà fin de l'année 1884, le gaz qu'on faisait antérieurement payer 36 centimes aux particuliers, est-il tombé à 25 et même à 20 centimes le mètre cube pour les consommateurs situés dans un rayon de 800 mètres de l'usine Sainte-Radegonde avec engagement de ne pas se servir pendant trois ans de la lumière électrique.

L'extension de l'emploi de l'électricité à l'éclairage public a conduit la Société du gaz à intenter à la ville un procès dont l'issue sera intéressante à connaître.

Au début, on a adopté un système mixte pour les tarifs de consommation : le tarif à compteur et celui à forfait. Celui-ci s'appliquait assez facilement à certains grands consommateurs comme les cafés, les restaurants, les magasins, les théâtres, etc., dont on connaissait le nombre d'appareils et la durée très approximative du fonctionnement. Ce procédé avait l'avantage de simplifier notablement la comptabilité. Malgré cela on paraît actuellement donner exclusivement la

préférence au système du compteur, tant pour les grands consommateurs que pour les particuliers ne possédant qu'un nombre restreint de lampes.

Le compteur, dont on fait uniquement usage, est celui imaginé par Edison, et il constitue, du reste, un élément essentiel de son système de distribution de l'énergie électrique ; son fonctionnement est très satisfaisant. C'est un voltamètre à sulfate de zinc établi en dérivation sur le courant des lampes, de manière que l'intensité y soit seulement du centième ou du millième de l'intensité totale. La solution de zinc renferme 90 parties en poids de sulfate de zinc pur dissous dans 100 parties d'eau distillée. En pesant les plaques de zinc, on en déduit le nombre d'ampères-heure en se rappelant qu'un ampère-heure produit un dépôt de 1228 milligrammes de zinc.

Le tarif de la consommation de courant mesurée au compteur est représenté par une formule comprenant un terme fixe et un autre variable selon les dépenses : $a + bx$, $a$ et $b$ étant des constantes et $x$ étant le nombre d'ampères-heure absorbés par une lampe ; la valeur de $a$ n'est pas la même non plus pour tous les types de lampes, mais elle est sensiblement proportionnelle à l'intensité lumineuse. Cette constante est par année de :

| | | | | |
|---|---|---|---|---|
| Fr. | 22-50 | pour la lampe de | 10 | bougies ; |
| | 35-00 | id. | 16 | id. |
| | 70-00 | id. | 32 | id. |

La taxe variable de consommation par heure et par lampe est de :

| | | | | |
|---|---|---|---|---|
| Fr. | 0-02 2/3 | pour la lampe de | 10 | bougies ; |
| | 0-04 | id. | 16 | id. |
| | 0-08 | id. | 32 | id. |

ce qui correspond à 5 1/3 centimes par ampère-heure.

Par suite, une lampe de 16 bougies, brûlant en

moyenne 5 heures par jour pendant les 365 jours de l'année coûterait :

$$P = \text{fr. } 35\text{-}00 + \text{fr. } 0\text{-}04 \times 5 \times 365 = 108 \text{ francs}$$

d'où

$$\frac{\text{fr. } 108\text{-}00}{5 \times 365} = \text{fr. } 0\text{-}059 \text{ par heure.}$$

Comparons avec un bec de gaz consommant 180 litres à l'heure pour une intensité lumineuse à peu près égale, la dépense par heure sera, à raison de fr. 0-20 le mètre cube, de :

$$0^{m^3},180 \times \text{fr. } 0\text{-}20 = \text{fr. } 0\text{-}036 \text{ par heure.}$$

Si la durée de l'éclairage venait à augmenter, de manière à atteindre 2,500 heures par an, le prix de la lumière électrique serait de :

$$\frac{\text{fr. } 35\text{-}00 + \text{fr. } 0\text{-}04 \times 2500}{2500} = \text{fr. } 0\text{-}054$$

par heure pour la lampe de 16 bougies.

Le prix de la lumière du gaz serait toujours de fr. 0-036, soit les deux tiers seulement du prix de l'éclairage électrique, par suite naturellement du tarif de faveur dont jouissent les consommateurs de gaz voisins de l'usine Sainte-Radegonde. Si le prix du gaz avait été maintenu à raison fr. 0-036 le mètre cube, la dépense par bec de 16 bougies eût été de fr. 0-0648 et l'éclairage électrique l'eût emporté généralement sur l'éclairage au gaz.

Il faut reconnaître que le prix de l'énergie électrique pourra diminuer dans de grandes proportions par suite du développement de plus en plus grand du nouveau mode d'éclairage : la valeur de la constante par lampe et par an pourra diminuer par suite de la quote-part moindre des installations et frais généraux, le prix de l'ampère-heure pourra également être réduit par suite

de la moindre consommation de charbon, etc. A titre d'exemple, je rapporterai qu'en 1883, le charbon brûlé par lampe-heure de 16 bougies était de $0^k,50$; en 1884, cette consommation a été réduite à $0^k,35$; et en 1885, elle n'était plus que de $0^k,295$ et il faut encore s'attendre à voir diminuer cette quantité. A Milan ces dépenses traduites en centimes sont, à raison de 36 francs la tonne de charbon :

| | | | |
|---|---|---|---|
| Pour 1883 . . . | fr. | 0-0180 | par lampe-heure. |
| 1884 . . . . | | 0-0126 | id. |
| 1885 . . . . | | 0-0106 | id. |

Néanmoins, cette diminution n'est pas bien importante pour lutter avec le gaz avantageusement au point de vue de la dépense.

Si le prix du charbon était aussi minime que dans notre pays, la lutte serait encore plus difficile pour l'éclairage électrique par incandescence, le prix du mètre cube de gaz pouvant être réduit bien au dessous des tarifs de faveur accordés à Milan dans le voisinage de l'usine électrique, tandis que pour l'éclairage Edison ou autre analogue, la diminution du prix de revient atteindrait difficilemeut fr. 0-01 par lampe-heure de 16 bougies.

Par les chiffres qui précèdent, on reste convaincu que l'éclairage électrique par incandescence est toujours un éclairage de luxe, mais il a des avantages autres tels que la question de l'augmentation de la dépense par rapport au gaz n'est plus que secondaire. En effet, on supprime le danger d'incendie si fréquent avez le gaz, on évite la haute chaleur produite par la combustion du gaz surtout là où les lampes sont nombreuses comme dans les théâtres, cafés, restaurants, magasins, chaleur plus sensible encore dans les pays méridionaux à certaines époques de l'année; on obtient

en outre une meilleure utilisation de la lumière, le filament charbonneux pouvant être dirigé à volonté selon la position de l'objet à éclairer, tandis qu'il n'en est pas ainsi avec la lumière du gaz ; on obtient enfin une fixité lumineuse absolument inconnue avec les flammes quelconques ; le consommateur n'a nullement à s'occuper de rien, le mouvement d'une clef ou d'un commutateur suffit pour faire jaillir la lumière à volonté et instantanément.

Si l'éclairage par incandescence présente l'inconvénient de coûter relativement assez cher, il n'en est plus de même de l'éclairage par l'arc voltaïque. Je n'entreprendrai pas d'en faire un prix de revient variable d'un jour à l'autre avec l'extension du service ; il suffira de rappeler ce que j'ai établi antérieurement, pour démontrer combien la division de la lumière est défavorable au point de vue de la consommation d'énergie et par suite de la dépense ; il y a donc lieu de recourir à l'éclairage par arc chaque fois que la chose est possible, d'autant plus que dans beaucoup de circonstances on peut le combiner avec l'éclairage par l'incandescence pour les installations de machines et la canalisation, comme il a été réalisé à Milan.

Pour l'éclairage public proprement dit, il est préférable de faire usage de lampes, circuits et dynamos absolument distincts ; il existe des moyens de disposer en série les foyers lumineux sans inconvénient sérieux et tout en permettant l'emploi d'une conduite peu coûteuse; comme avec les appareils établis en dérivation, on peut toujours proportionner à la dépense, l'énergie développée par les machines.

L'installation d'éclairage électrique de Milan est donc très intéressante à visiter par suite de son importance, du succès qui l'a accompagnée dès son origine et qui ne fait que croître rapidement chaque année.

Son succès financier est, paraît-il, également assuré par les résultats déjà obtenus et il est de nature à encourager d'autres tentatives de l'espèce, malgré la déconsidération jetée sur cette nouvelle industrie par des exemples malheureux dus certainement à des causes étrangères à l'électricité proprement dite.

## CHAPITRE II.

### ÉCLAIRAGE ÉLECTRIQUE DE LA VILLE DE TURIN (ITALIE).

L'éclairage public et particulier de la ville de Turin est l'objet de deux concessions de vingt-cinq ans chacune, accordées, l'une à la Société italienne pour l'éclairage électrique dirigée par l'ingénieur Enrico Giovanni de Turin, l'autre à MM. Bellani frères, ingénieurs dans la même ville.

La première concession comprend, pour l'éclairage public : la rue du Pô, la rue de Rome, la place Victor-Emmanuel et la place Saint-Charles, en outre le théâtre royal, situé sur la place du Château, tout près de l'usine électrique.

L'autre concession comprend la rue Cibrario où se trouve l'usine, pour ainsi dire en dehors de la ville, les grandes places du Statut, d'Emmanuel-Philibert, du Château, les rues de Milan et Garibaldi, cette dernière a plus d'un kilomètre de longueur et en ligne rigoureusement droite comme toutes les rues de Turin, du reste.

Chacun des concessionnaires pourra éclairer chez les particuliers qui voudront s'abonner à l'un ou à l'autre.

Les moyens d'éclairage employés par les deux entrepreneurs susdits sont absolument différents ; tandis que le premier est établi au centre du quartier qu'il

doit desservir, l'autre est allé s'établir à l'extrémité du sien et se propose de faire, sur une grande échelle, application des courants alternatifs et des transformateurs. La première installation a déjà fonctionné, mais des modifications ont dû être faites depuis lors, par suite d'insuccès provenant de l'emploi de conducteurs souterrains d'un isolement insuffisant; on comptait recommencer à éclairer à l'approche de l'hiver; la seconde installation était loin d'être achevée lors de ma visite, toutefois en présence de l'activité déployée par MM. Bellani frères, il n'est pas douteux qu'elle ne soit promptement terminée.

*Section première. — Usine centrale.*

L'installation en question ne présentant plus qu'un intérêt secondaire quand on a étudié celle de Milan, je la décrirai brièvement. En ce qui concerne l'usine centrale de Turin, il y a lieu de répéter ici ce qui a été dit de l'usine Sainte-Radegonde de Milan : à l'intérieur des villes, l'espace nécessaire est difficile à trouver, il coûte très cher, la fumée constitue un grand inconvénient, etc. Ici on a pratiqué une grande excavation au dessous de la place du Château, elle a 35 × 15 mètres et on a disposé tous les appareils de manière à occuper le moins d'espace possible. Dans un premier compartiment de 8 × 15 mètres se trouvent les chaudières à vapeur au nombre de quatre du type vertical, multitubulaires, de 40 mètres carrés de surface de chauffe chacune, timbrées à 8 atmosphères.

Les cinq moteurs sont horizontaux et placés parallèlement l'un à l'autre de manière à communiquer le mouvement à un arbre commun sans courroie ni engrenages mais par friction entre deux poulies. Ces machines fonctionneront à raison de 250 tours par minute, l'arbre

commun à raison de 375 tours pendant le même temps. Elles sont à détente sans condensation, trois sont à deux cylindres et les deux autres à un cylindre seulement. Le bâti de chacune d'elles est monté sur deux rails et on peut le déplacer à volonté au moyen d'une vis, de cette façon on établit ou on supprime l'adhérence de la machine et de l'arbre en rapprochant ou éloignant les poulies de friction, l'arbre commun est absolument fixe; par une manœuvre très simple, on met en service ou hors service une machine quelconque. Les tuyaux qui amènent la vapeur à chaque machine et ceux de décharge sont montés de manière à pouvoir subir une légère flexion, ce qui est suffisant pour permettre à la machine le mouvement dont il vient d'être question.

L'arbre commun à tous les moteurs se prolonge de manière à pouvoir commander huit dynamos Edison disposées en deux rangées, dont une de chaque côté de l'arbre susdit. Ces dynamos sont également montées sur des rails ; on peut les déplacer à volonté sur ceux-ci à l'aide de vis de manière à mettre en contact les poulies de friction de l'arbre commun et des machines électriques quand on veut faire fonctionner ces dernières ou à éloigner les dites poulies l'une de l'autre dans le cas contraire. C'est absolument la même disposition que celle employée pour transmettre le mouvement des moteurs à l'arbre commun ; cette disposition supprime toute transmission encombrante et se prête à toutes les manœuvres nécessaires selon les exigences de l'éclairage, variables pour ainsi dire constamment, surtout quand on alimente des lampes situées dans l'intérieur des habitations, magasins, cafés, etc.

Les huit dynamos Edison sont munies d'électro-aimants verticaux ; elles sont de trois modèles au point de vue des dimensions et par suite de l'intensité du

courant à fournir sous un potentiel constant. Deux d'entre elles donnent un courant de 200 ampères à la vitesse de 1,150 tours, quatre autres peuvent produire un courant de 150 ampères à la vitesse de 1,300 tours, et enfin les deux dernières donnent chacune 80 ampères à la vitesse de 1,600 tours par minute. Le courant maximum dont on peut disposer est donc de 1,160 ampères.

La force électromotrice développée est égale à celle nécessaire aux bornes des lampes, plus le produit de la résistance par l'intensité de chaque circuit.

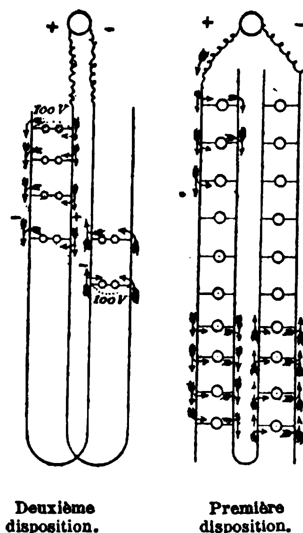
Les lampes du Théâtre royal seront alimentées par un circuit tout spécial, elles sont exclusivement du système Edison de 8 et de 10 bougies, par suite à 50 ou à 100 volts environ chacune ; dans le premier cas, on en assemble deux en tension sur le circuit dérivé du circuit principal ; dans le second, elles sont toutes montées en dérivation sur ce dernier circuit.

Les lampes destinées à l'éclairage public sont à arc pour les rues et les places ; elles sont à incandescence pour l'éclairage des arcades longeant les maisons et servant de promenoirs à l'abri, pendant le jour, de la chaleur du soleil durant les mois d'été. Ces diverses lampes dépendent de deux circuits bien distincts : celui en activité jusque minuit et le second jusqu'au matin. Chacun d'eux se divise à son tour en deux autres pour les deux principaux quartiers à desservir et finalement une nouvelle subdivision s'établit entre les conducteurs pour les lampes à arc et les lampes à incandescence. Ces conducteurs sont en cuivre, couverts et posés sur des isolateurs en porcelaine, fixés aux murs des maisons ou aux plafonds des arcades.

Sur chaque circuit, les lampes sont placées en dérivation, par groupes de deux réunies en tension ; elles exigent chacune une cinquantaine de volts de force

électromotrice. L'étendue d'un circuit est d'environ 1,000 mètres aller et retour. Il faut adopter une disposition qui permette d'avoir, en chaque point d'un même circuit, ou plutôt entre les bornes de chaque lampe, une chute de potentiel constante. On parvient à ce résultat de la manière suivante : chaque circuit se compose de quatre fils, dont deux seulement sont réunis aux collecteurs des dynamos et les deux autres, réunis par une extrémité entre eux, sont isolés par l'autre extrémité ; chaque lampe est reliée par une borne à un conducteur allant à la machine et par l'autre borne à un des conducteurs isolés ; par cette disposition, chaque courant dérivé parcourt la même résistance et on réalise avec des conducteurs de section minime, mais beaucoup plus longs et avec une plus grande perte d'énergie, ce qui est obtenu dans la canalisation Edison par l'emploi de tubes de résistance extrêmement réduite, c'est-à-dire une intensité lumineuse constante en tous les points d'un même réseau. Des calculs assez longs mais assez rigoureux, permettent d'apprécier dans chaque cas particulier la disposition qu'il convient le mieux d'adopter : soit d'augmenter la dépense d'installation par l'emploi de la canalisation Edison et de réduire en même temps les frais d'exploitation, soit l'inverse par l'emploi de conducteurs ordinaires d'une résistance relativement élevée, établis dans ce dernier cas de préférence en plein air.

Au lieu de disposer les conducteurs comme il vient d'être indiqué, on peut les disposer d'une manière un peu différente, en employant la même longueur de circuit, mais composée de deux conducteurs ininterrompus et dont une extrémité de chacun est isolée et l'autre réunie à une des bornes de la dynamo ; les lampes communiquent par une borne à un fil de machine et par l'autre à un fil isolé par une extrémité.




Deuxième disposition. Première disposition.

Les lampes Cruto à incandescence, de 50 bougies, sont employées seules pour l'éclairage des arcades; elles réclament un courant de $2^{amp.},25$ chacune; elles seront décrites ultérieurement d'une façon plus détaillée. Elles sont installées au nombre de 70 dans la rue de Rome et de 50 dans la rue du Pô, total 120.

Les lampes à arc employées sont du système Cabella; elles sont actuellement au nombre de 40, dont 33 établies dans la rue du Pô, 6 sur la place Saint-Charles, au milieu de la rue de Rome, et 1 dans l'usine centrale. Elles sont placées à 60 mètres de distance l'une de l'autre, à une hauteur de 12 à 13 mètres, suspendues à un câble fixé par une extrémité dans les murs de façade des maisons et portant, à l'autre extrémité, après avoir passé sur une poulie, un contrepoids mobile dans un tube en fer accolé aux façades des maisons opposées aux premières; on peut relever le contrepoids et, par suite, abaisser la lampe à l'aide d'une chaîne.

*Seconde section. — Usine de MM. Bellani frères.*

Comme il a été dit précédemment, cette usine est située à l'extrémité du réseau à desservir, afin de pouvoir disposer d'une étendue de terrain suffisante pour donner à l'installation tout le développement qui pour-

rait devenir nécessaire en cas de succès du nouveau mode d'éclairage. MM. les ingénieurs Bellani frères, concessionnaires de ce réseau, viennent de terminer une installation similaire de celle de Turin, à Tivoli près de Rome ; l'inauguration en a eu lieu en septembre dernier.

A Turin, les dynamos n'étaient pas encore entièrement montées, mais l'installation des câbles était terminée et on plaçait activement les lampes dans les rues.

La force motrice sera fournie par des machines à vapeur ; aucune installation définitive de ces dernières n'est encore faite et on se propose, dans le but notamment de hâter la mise en exploitation, de commencer cette dernière avec les locomobiles qui se trouvent actuellement à l'usine de la rue Cibrario.

En ce qui concerne les machines électriques, elles sont toutes à courants alternatifs et sont de deux espèces. On a fait choix de la dynamo Siemens pour l'éclairage public et de la dynamo Zipernowski pour l'éclairage des particuliers. Elles sont au nombre de quatre, dont deux de chacun des systèmes précités. Je ne décrirai pas celles du système Zipernowski, parce qu'elles sont analogues à celle qui se trouve à l'usine Sainte-Radegonde à Milan.

Quant aux dynamos du système Siemens, elles diffèrent essentiellement des précédentes, en ce que l'excitation des électro-aimants est produite par une dynamo spéciale, à courant continu, mue par le même moteur que celle fournissant le courant alternatif. Dans cette machine très connue, les bobines induites sont mobiles et les inductrices, en nombre double, sont disposées de part et d'autre des premières et montées sur deux couronnes en fonte fixes. Ces deux dynamos comprennent chacune 30 bobines induites montées sur des noyaux non magnétiques, afin de ne pas déterminer

des aimantations et des désaimantations, qui seraient des causes de pertes d'énergie.

Le courant qu'elles doivent développer chacune est de 2,000 volts et de 33 ampères à la vitesse de 500 tours par minute et en disposant les deux circuits élémentaires des bobines en quantité. Ce courant serait foudroyant si l'on ne parvenait à disposer les appareils avec un isolement satisfaisant, c'est ce qu'on a obtenu en faisant usage de conducteurs souterrains analogues à celui établi à Milan, entre le théâtre Dal Verme et l'usine Sainte-Radegonde.

Comme il a été dit, ce câble est annulaire, l'âme est ici constituée par un conducteur en cuivre de 30 millimètres carrés de section et formé d'un fil unique; le fil de retour est concentrique au premier et est constitué par 32 brins tressés autour de l'isolant du conducteur central. Cet isolant consiste en deux couches de jute paraffinée; au dessus du conducteur extérieur est déposée une couche de jute paraffinée de 4 millimètres, puis une gaîne de plomb, puis encore de la jute ; le tout est protégé de l'altération par des bandelettes de fer à joints croisés qu'on préserve de la rouille à l'aide de jute asphaltée.

Dans ces conditions d'établissement, un câble souterrain peut avoir une durée considérable. La disposition annulaire supprime tous les inconvénients possibles provenant de l'induction sur les fils téléphoniques qui pourraient se trouver à proximité; en effet, les influences des conducteurs d'aller et de retour sont égales et de signe contraire, elles sont par suite sans effet final.

Le câble en question a une section totale de 40 millimètres de diamètre, il est d'une flexibilité telle qu'il peut être courbé sur un diamètre d'un mètre; on le fabrique par sections de 250 mètres de longueur.

La jonction de deux bouts se fait dans des boîtes en fonte par l'intermédiaire de petites presses en bronze étamé; on coule dans la boîte du chatterton, matière isolante composée de goudron de Stockholm, de résine et de gutta-percha.

Des dispositions analogues permettent de faire des branchements de courant pour établir des appareils soit en dérivation, soit en tension; on possède une série de boîtes en fonte de divers modèles pour abriter le câble en ces points.

Les câbles actuellement posés sont au nombre de quatre dont deux pour l'éclairage public et deux pour celui des particuliers et aboutissant aux diverses dynamos de l'usine. Dans chaque cas l'un forme le circuit s'éteignant à minuit et l'autre le circuit de nuit entière.

Par suite d'une particularité des constructions de la ville de Turin déjà indiquée, il est nécessaire d'avoir recours, pour l'éclairage public, à des lampes à incandescence en même temps qu'à des lampes à arc voltaïque, les premières servant aux trottoirs couverts par les étages des maisons.

Les appareils les plus intéressants à examiner ici sont les générateurs secondaires ou transformateurs. On sait que ces derniers sont d'origine toute récente, du moins pour ce qui concerne leur première disposition réellement pratique, et c'est dans cette même ville de Turin qu'à l'Exposition Internationale d'électricité de 1884, figurèrent les appareils Gaulard et Gibbs sur lesquels on effectua des expériences très intéressantes. Ces premiers transformateurs furent modifiés bientôt après par MM. Zipernowski et C^ie^, ingénieurs de la maison Ganz et C^ie^ de Buda-Pesth.

J'ai eu l'occasion d'étudier ces derniers à l'Exposition Universelle d'Anvers de 1885, et d'en faire une description assez détaillée.

Je résumerai les considérations émises sur ces appareils.

Les transformateurs sont des appareils d'induction ayant pour but de produire, à l'aide d'un courant alternatif de faible intensité, mais de haute tension, d'autres courants d'une intensité variable à volonté, selon les nécessités, avec une perte d'énergie très réduite.

Ils sont essentiellement, dans le système Gaulard et Gibbs, constitués de deux hélices faites au moyen de disques minces en cuivre coupés et munis aux extrémités de languettes permettant la jonction entre les divers disques d'une même hélice, à l'aide de soudures. Les spires des deux circuits alternent et elles sont séparées par des disques de carton mince enduit de gomme-laque afin d'obtenir un isolement satisfaisant. A l'intérieur de la bobine ainsi formée, on place un noyau de fer doux qui a pour but d'augmenter les effets d'induction. On a reproché à ce premier modèle de MM. Gaulard et Gibbs de présenter deux inconvénients : l'emploi du barreau de fer doux produit deux pôles et les lignes de force ne forment pas de circuit fermé; en outre, le barreau de fer doux soumis à des influences continuelles d'aimantation et de désaimantation finit par s'échauffer, d'où une nouvelle perte d'énergie. Imitant ce qu'avaient fait MM. Zipernowski et C^{ie}, les premiers inventeurs ont adopté dans les modèles vus à Turin cette année des électro-aimants en fil de fer isolés et ont donné à ceux-ci une forme fermée telle que les pôles n'existent plus.

Le système Zipernowski a égalemeut passé par des périodes de modification et actuellement il peut se décrire comme suit : les bobines de fil primaire et secondaire en cuivre sont entourées transversalement de fils de fer isolés et fermés sur eux-mêmes afin de supprimer toute polarité. La disposition adoptée per-

met également d'obtenir des lignes de force produites la plus grande influence possible. L'inducteur constitue en outre un exellent protecteur des circuits en cuivre.

Ces derniers transformateurs se placent en dérivation sur le circuit principal, ce qui assure une indépendance très grande des appareils de consommation établis sur le circuit secondaire. On peut allumer ou éteindre un nombre quelconque de lampes sans influencer la marche des autres, et de plus, le travail consommé reste toujours proportionnel au susdit nombre, pour des lampes de même intensité.

MM. Gaulard et Gibbs plaçaient leurs transformateurs en série sur le circuit principal, mais il paraît qu'ils les disposent dans certains cas actuellement en dérivation, et comme on voit, les deux systèmes marchent à la rencontre l'un de l'autre pour se confondre probablement un jour. La disposition en série convient pour l'éclairage public parce qu'il n'y a pas de variation dans le nombre de lampes, sauf exceptionnellement, et c'est ce qui a motivé son emploi à Turin. On pourra mieux apprécier les mérites des deux systèmes en les utilisant concurremment pour les usages auxquels chacun d'eux paraît le mieux se prêter.

Dans la disposition en série, le potentiel diminue d'un certain nombre de volts aux bornes d'un même transformateur et l'intensité du courant reste constante dans tout le circuit primaire ; dans la disposition en dérivation, le courant a en tous les points du réseau une force électromotrice constante, sauf la perte de charge pour vaincre la résistance du conducteur, et l'intensité varie dans les diverses sections de celui-ci, d'où une moindre perte d'énergie pour le transport de la force dans le cas d'une distribution.

Les lampes qu'on est occupé à établir sont du sys-

tème Siemens à arc dans les rues, quant aux appareils d'incandescence, ils seront probablement de divers systèmes.

L'éloignement de deux lampes à arc consécutives est en moyenne de 60 mètres et elles sont établies à $9^{m},50$ au dessus du niveau du sol, alternativement d'un côté et de l'autre de la rue et fixées aux maisons par des supports métalliques ; on devra faire usage d'échelles Porta pour y avoir accès ; ces dernières se manœuvrent avec grande facilité et sécurité.

MM. Bellani ont adopté le même tarif que la Société milanaise pour la consommation de l'énergie par les particuliers. Restera à savoir comment s'effectuera l'estimation, les compteurs Edison et d'autres ne pouvant fonctionner qu'à l'aide des courants continus ; le problème n'est pas insoluble, mais cette question ne paraît pas encore avoir beaucoup préoccupé les concessionnaires dont toute l'activité se concentre sur la prompte mise en activité de l'installation d'éclairage public.

L'exploitation de ce réseau présentera un intérêt des plus grands, beaucoup de personnes n'ayant dans l'emploi des courants alternatifs qu'une confiance très limitée ; je pense qu'ils sont appelés à rendre de grands services, mais qu'on ne doit y avoir recours que dans les cas où les courants continus entraînent à de graves inconvénients d'installation et c'était le cas à Turin.

## CHAPITRE III.

### ÉCLAIRAGE ÉLECTRIQUE DE LA VILLE D'AOSTE (ITALIE).

Aoste, chef-lieu de la province du même nom, ancienne cité romaine très importante, est actuellement une ville de 7,800 habitants environ située au

confluent du Buttier et de la Doire-Baltée et à l'extrémité du nouveau chemin de fer venant de Chivasso sur la route de Turin à Milan et se dirigeant dans la vallée de la dernière rivière précitée jusqu'au pied des Alpes. Jusqu'en cette année, l'éclairage public et particulier de cette ville se faisait exclusivement à l'aide de lampes alimentées par le pétrole, dont le prix est exorbitant par suite des droits d'entrée; ce prix s'élève à fr. 0-70 le litre. Cette circonstance l'absence d'usine à gaz, la possibilité de l'utilisation de forces naturelles motivent cette application générale de l'électricité dans cette localité reculée.

L'inauguration du nouveau mode d'éclairage est toute récente, elle remonte au 4 juillet 1886 et a eu lieu, presque en même temps que l'ouverture du chemin de fer.

La force motrice est fournie par une turbine système Girard qui active pendant le jour une scierie de bois et pendant la nuit la dynamoélectrique. L'eau est fournie par la rivière Buttier qui descend des vallées du Grand-Saint-Bernard et de Valpelline pour les deux affluents principaux, elle n'a pas l'inconvénient de tarir en hiver comme tous les torrents des glaciers et en été son débit est également considérable.

La turbine peut développer au minimum 60 chevaux de force.

La dynamo employée est du système R. Thury, construite par MM. A. de Meuron et Cuenod, à Genève (Suisse) (pl. I).

Cette machine possède six pôles et elle a la forme d'un prisme hexagonal. Les fils inducteurs sont enroulés sur les six côtés du dit prisme aux angles internes duquel sont disposés les épanouissements polaires alternativement nord et sud, laissant entre eux un

espace vide très réduit, de sorte que l'intérieur du prisme est un cylindre inscrit dans lequel tourne l'armature.

Celle-ci se rapporte au système à tambour Siemens ; elle est divisée en six parties reliées suivant des cordes correspondant à une fraction paire de la circonférence et formant un seul circuit.

Cette machine, comme celles connues sous le nom de machines à anneaux plats, n'est animée que d'une faible vitesse axiale, laquelle est ici de 450 tours par minute, ce qui est considéré comme un grand avantage quand on veut commander directement la dynamo par son moteur sans aucune transmission intermédiaire, ce qui n'est pas ici cependant le cas.

La résistance intérieure de l'induit de cette machine est extrêmement faible, ce qui convient très bien quand il s'agit de fournir un travail variable comme dans le cas de l'éclairage d'une ville, afin de maintenir une constance aussi grande que possible de la force électromotrice aux bornes. Dans le type $H^2$ employé à Aoste, cette résistance est seulement de $0^{ohm},022$; dans les trois autres types que construisent MM. de Meuron et Cuenod, ce même élément a les valeurs suivantes pour :

Le type $H^1$ . . . . $r = 0^{ohm},033$.
Id. $H^3$ . . . . $r = 0^{ohm},008$.
Id. $H^4$ . . . . $r = 0^{ohm},005$.

Le diamètre de l'induit du type $H^2$ est de $0^m,65$ et sa longueur est de $0^m,50$.

Cette machine est à enroulement compound des inducteurs, de manière à maintenir la constance de la force électromotrice. Dans le type considéré $H^2$ la résistance du fil fin ou dérivé est de 17 ohms, celle du gros fil disposé en série est de $0^{ohm},0028$. En marche

normale elle peut fournir un courant de 225 ampères sous un potentiel de 100 à 110 volts, ce qui correspond à un travail utile de 30 chevaux.

Le prix de cette machine est de 6,500 francs.

Les constructeurs de cette dynamo fabriquent, comme il vient d'être dit, d'autres types, par exemple $H^1$, $H^3$ et $H^4$ donnant des courants de même tension que le type $H^2$, mais d'intensités respectivement de 150, 450 et 750 ampères; et d'autres types *C* de diverses dimensions, de forces beaucoup moindres et dont la forme diffère notablement des types *H*.

Le réglage des balais de cette machine, qui peuvent être au nombre de six ou de deux seulement, se fait à la main par le jeu d'un engrenage, de manière à supprimer toute étincelle pendant la marche.

La dynamo en question se trouve à 600 mètres du réseau de distribution aux diverses lampes de la ville et des particuliers. Le circuit d'alimentation est actuellement composé de trois fils doubles en cuivre de $0^m,008$ de diamètre ; quand le nombre de lampes aura atteint le chiffre de 400, on établira six nouveaux fils identiques en deux séries, afin de diminuer la résistance électrique et, par suite, maintenir suffisante la force électromotrice à l'extrémité des conducteurs d'alimentation.

Dans l'état actuel, la résistance de ces derniers peut être estimée à environ $0^{ohm},13$, le courant qui les traverse est de 100 ampères, de sorte que la perte de charge, de la dynamo au réseau de distribution, est de 13 volts environ ; le travail transformé en chaleur dans les conducteurs est de $\frac{100 \times 100 \times 0,13}{9,81}$ kilogrammètres = 130 kilogrammètres approximativement, moins de 2 chevaux, par conséquent.

En doublant le nombre de fils et, par suite, la sec-

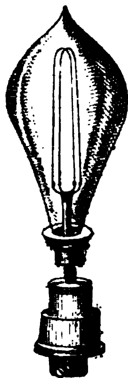
tion, la résistance deviendra moitié moindre et pour le courant d'intensité maxima de 225 ampères, la perte de charge ne sera guère modifiée. Ce sera là le maximum de fils à placer ; le développement de l'éclairage se faisant progressivement chez les particuliers, l'augmentation du nombre de fils se fera proportionnellement en ajoutant chaque fois un fil double. Tous ces fils sont supportés sur des poteaux en bois par l'intermédiaire d'isolateurs en porcelaine ; les fils positifs sont couverts, les négatifs sont nus ; les premiers sont groupés sur une rangée de poteaux et les seconds sur une seconde rangée, afin d'éviter les pertes de courant par les isolateurs et les poteaux entre les fils d'aller et ceux de retour.

Il y a en ville quatre circuits de distribution composés de fils analogues aux précédents, mais de section un peu moindre, 30 millimètres carrés chacun.

Le courant qui traverse ces derniers étant seulement une fraction du courant principal, la chute de potentiel d'une extrémité à l'autre est très minime ; on peut la réduire à volonté par l'adjonction de nouveaux fils, afin de diminuer la résistance à mesure de l'augmentation de l'intensité en ampères ou par suite du nombre de lampes. Admettons un courant de 25 ampères sur un circuit de distribution dont le développement est de 200 mètres, soit une longueur de 400 mètres de fils d'une résistance totale d'environ $0^{ohm},23$ ; en admettant une distribution uniforme de toutes les lampes d'une extrémité à l'autre, la perte de charge serait de $\frac{0,23 \times 25}{2} < 3$ volts ; si les lampes sont placées en tension par groupes de deux, la plus grande variation de force électromotrice sera de 1 1/2 volts d'un bout à l'autre du circuit, ce qui n'altère guère l'intensité lumineuse des lampes employées.

L'installation de conducteurs aériens ne constitue pas un inconvénient pour la ville d'Aoste d'où l'élégance est bannie ; les conducteurs souterrains constitueraient un surcroît de dépense non justifié.

Tant pour l'éclairage public que pour l'éclairage particulier, on fait exclusivement usage de lampes du système Cruto à incandescence, d'origine italienne. La constitution du filament de cette lampe est toute particulière ; il n'est pas, comme dans le système Edison et autres, dû à la carbonisation d'une matière organique, ni dû à l'agglomération de charbon finement pulvérisé, comme l'a réalisé M. Anatole Gérard ; l'inventeur est evenu au fil de platine auquel on avait eur recours pour ainsi dire exclusivement dans les tentatives antérieures à l'invention d'Edison et sur lequel les premières expériences de ce dernier avaient porté mais sans succès ; l'inventeur italien a fait subir au fil de platine une préparation toute spéciale en vue de lui procurer les qualités requises pour être d'un bon usage pratique.



Lampe à incandescence Sytème Cruto.

On fait emploi d'un fil de platine de 1/100 de millimètre de diamètre obtenu à cette dimension réduite par le procédé de Wollaston. Celui-ci consiste à recouvrir d'un dépôt d'argent un fil ordinaire obtenu par le tréfilage ; on lui fait ensuite subir un nouvel étirage et on dissout l'argent à l'aide d'acide nitrique étendu d'eau. On soumet alors le fil de platine à l'action d'un courant électrique dans une allonge remplie d'hydrogène bicarboné et de manière à le porter au rouge ; par suite de la haute température produite par le courant, le gaz hydro-carboné se dissocie et le charbon se dépose uniformément sur le fil de platine et en devenant lui-

même incandescent, de sorte que le dépôt continue. De cette façon, le filament acquiert une grande homogénéité et il participe des propriétés des filaments charbonneux de supporter notamment une haute chaleur sans se fondre et de fournir conséquemment une plus haute intensité lumineuse; sa durée est par suite plus grande que celle du fil de platine ordinaire.

On fabrique des lampes Cruto de divers modèles et de diverses dimensions, selon l'intensité lumineuse qu'on veut obtenir. Les unes sont à un seul filament, les autres à deux, disposés soit en tension, soit en quantité; dans le premier de ces deux cas la force électromotrice est double de celle nécessaire dans le second.

A Aoste on fait usage de lampes de 12, 16, 24 et 32 bougies. Voici l'indication de leurs principaux éléments :

| Intensité lumineuse en bougies. | Force électromotrice en volts. | Intensité moyenne en ampères. | Filaments. — Nombre. |
|---|---|---|---|
| 12 | 48 à 53 | 0,85 | 1 |
| 16 | 48 à 53 | 1,05 | 1 |
| 16 | 96 à 106 | 0,60 | 2 (en tension) |
| 24 | 97 à 108 | 0,85 | 2 id. |
| 32 | 97 à 108 | 1,05 | 2 id. |

Ce sont là naturellement des chiffres normaux, mais variables dans la pratique. L'inventeur assure que ses lampes ont une durée minima de 1,000 heures, d'où une dépense de $0^{\text{centime}}$,625 par heure pour les lampes de 12 et de 16 bougies et de $0^{\text{centime}}$,75 pour celles de 24 et de 32 bougies; l'expérience trop courte faite à Aoste ne peut encore fournir aucun résultat sur la durée de ces lampes.

L'éclairage public comprend 64 lampes de 16 et de 24 bougies remplaçant simplement les appareils à

pétrole préexistants. Il faut reconnaître que les lampes à incandescence conviennent peu pour de grands espaces à éclairer, tels que les rues et les places publiques ; elles consomment une grande quantité d'énergie pour produire une lumière relativement faible ; les lampes à arc sont infiniment préférables dans ce cas, d'autant plus qu'on peut, comme à Milan, les associer en quantité avec les appareils d'incandescence. Dans le cas qui nous occupe, on a surtout visé à une très grande simplicité ; du reste, il n'est pas certain que cette installation soit définitive, surtout si l'éclairage des particuliers vient à augmenter dans de grandes proportions.

L'éclairage public est réglé, par un forfait, à raison de 3,500 francs par an ; en admettant un fonctionnement d'environ 10 heures en moyenne par jour ou, en chiffres ronds, de 3,500 heures par an, une lampe coûte à la ville environ 1 1/2 centime par heure, sans distinction de l'intensité lumineuse ; en comparant avec la lumière du gaz, ce dernier ne devrait pas coûter plus de 8 centimes le mètre cube pour obtenir l'égalité de prix avec l'éclairage électrique.

L'éclairage particulier comprend 120 lampes de 12, 16 et 24 bougies.

Le prix de base est de 3 centimes par heure de fonctionnement pour la lampe de 12 bougies qui est la plus répandue ; dans le cas où il existerait une usine à gaz, il faudrait que ce dernier se vendît à 20 centimes le mètre cube pour obtenir l'égalité de prix entre les deux modes d'éclairage.

L'avantage sur le pétrole aux conditions de prix particulières en Italie, n'est pas un instant douteux, et il est d'autant plus grand que l'électricité écarte tous les dangers provenant de l'emploi des huiles minérales. Aussi faut-il s'attendre à ce que le nombre actuel de

lampes, qui est de 184, n'atteigne rapidement le maximum que peut alimenter la machine, c'est-à-dire 400. La force motrice hydraulique dont on dispose permet de doubler ce dernier nombre et conséquemment il est possible, sans recourir à la machine à vapeur, d'éclairer pour ainsi dire toute la ville ou tout au moins les magasins, cafés, hôtels, restaurants et les principales habitations, indépendamment des rues et des places, dans des conditions économiques très satisfaisantes.

Cette installation de lumière électrique a été faite par M. Taddei Girolamo ingénieur à Turin.

## CHAPITRE IV.

### ÉCLAIRAGE ÉLECTRIQUE DE LA VILLE DE LAUSANNE (SUISSE).

Une usine centrale d'éclairage électrique existe dans la ville de Lausanne pour le service des particuliers exclusivement; dans les rues on se sert toujours du gaz, par suite d'un contrat existant là, comme presque partout ailleurs, avec la Compagnie concessionnaire de l'éclairage public. L'usine d'électricité est en activité depuis le 22 avril 1882, c'est donc une des plus anciennes qui existent en Europe. Elle dessert actuellement cent quarante abonnés chez lesquels se trouvent établies 720 lampes à incandescence, principalement du système Edison.

On pourrait s'étonner du développement peu rapide de ce nouveau mode d'éclairage, attendu les bons résultats qu'il n'a cessé de donner depuis le début; mais il faut remarquer que Lausanne n'est qu'une ville de 30,000 habitants, d'une activité industrielle et commerciale peu importante.

Indépendamment de cette usine centrale, il existe une autre station d'éclairage, destinée spécialement au service de l'hôpital cantonal, de construction récente.

Ces deux stations électriques sont exploitées par « la Société suisse d'électricité », ayant son siège à Lausanne. Je vais décrire sommairement ces deux installations, en commençant par celle à l'usage des particuliers et appelée Usine centrale.

*Section première. — Usine centrale.*

Elle est établie place de Pepinet et elle comprend deux dynamos mises en mouvement par des turbines à axe horizontal du système Girard. Ces dernières sont alimentées par l'eau du lac de Brêt qui arrive à ces appareils avec une pression de 12 atmosphères.

Cette distribution de force hydraulique appartient à une société particulière et elle sert aussi à d'autres usages, notamment à activer le moteur du chemin de fer funiculaire d'Ouchy-Lausanne, qui relie les stations des bateaux du lac Léman, du chemin de fer de Genève, etc., et la ville de Lausanne, situées à des altitudes différant de plus de 100 mètres aux points extrêmes.

L'eau consommée est estimée à l'aide d'un compteur; dans un modèle examiné, le compteur est composé de deux bassins d'une contenance connue qui basculent alternativement en se vidant pendant que l'autre se remplit par l'eau venant des turbines ; on ne fait passer dans cet appareil que le onzième du volume d'eau total consommé ; le nombre de pulsations est enregistré automatiquement. On paie le cheval-heure de force à raison d'environ fr. 0-14, ce qui est très élevé.

Les turbines attaquent directement les dynamos; e les fonctionnent très régulièrement; toutefois on a

dû, ultérieurement à leur établissement, disposer sur les arbres des volants de 500 kilogrammes de poids chacun et de $1^{m},60$ de diamètre, afin d'atténuer les effets de chute de pression produits pendant le fonctionnement du moteur du chemin de fer funiculaire principalement et de tous autres appareils prenant l'eau à la même distribution.

La plus ancienne dynamo établie est du type Edison à électro-aimants verticaux au nombre de quatre, fournissant, pour une vitesse déterminée, une force électromotrice constante ; la vitesse normale est de 1,100 tours par minute. On fait varier cette dernière à la main, en ouvrant un plus ou mons grand nombre de vannes d'admission d'eau, de façon à modifier à volonté la force électromotrice et l'intensité du courant. Dans ce cas, le potentiel doit varier même aux bornes de la machine, ce qui n'est pas nécessaire par exemple quand on fait usage de la canalisation Edison dans laquelle la résistance est extrêmement faible. Dans le circuit de Lausanne cette résistance est de $0^{ohm},28$ comme il sera établi dans la suite; un courant de 140 ampères détermine une chute de potentiel de $IR = 0,28 \times 140$ ampères $= 39$ volts environ. Quand $I$ diminue de manière à être de 70 ampères, la chute de potentiel dans les conducteurs est de $0,28 \times 70 = 19^{volts},6$; la dynamo doit fournir, par conséquent, un courant variable en tension et en quantité selon le nombre de lampes en action.

J'appelle $e$ la chute de potentiel aux bornes d'une lampe, $i$ l'intensité du courant qui l'alimente, $R$ la résistance constante du circuit métallique, $n$ et $n'$ le nombre variable des lampes allumées, $E$ et $E'$ dans les deux cas la force électromotrice aux bornes de la dynamo, on a :

$$E = e + n i R$$
$$E' = e + n' i R$$

d'où :

$$E - E' = i R (n - n').$$

On règle donc à chaque instant la force électromotrice de la machine en faisant varier la vitesse de la turbine, de manière à ce que les lampes soient parcourues par un courant d'intensité constante ; on se rapporte pour effectuer les manœuvres aux indications d'une lampe-témoin établie dans l'usine même.

Pour maintenir $e = 100$ volts, il faut donc que $E$ soit égal à $100 + n \times 0^{amp.},75 \times 0^{ohm},28$ en admettant l'emploi des lampes de 16 bougies réclamant environ un courant de $0^{amp.},75$ par lampe. Si $n = 100$, on aura : $E = 100 + 100 \times 0,75 \times 0,28 = 121$ volts.

La seconde dynamo de l'usine centrale est du système Thury, type $H^1$ qui a été décrite précédemment ; elle est commandée directement par la turbine ; cette dernière est munie d'un régulateur agissant sur l'admission d'eau de manière à faire varier la vitesse automatiquement selon le nombre de lampes en service. Normalement cette machine fonctionne à raison de 600 tours par minute et elle fournit un courant de 150 ampères. Elle est également compound : la résistance du fil fin est de 19 ohms, celle du gros fil est de $0^{ohm},008$ ; la longueur de l'armature est de $0^{m},45$ et son diamètre de $0^{m},50$, sa résistance de $0^{ohm},033$.

On vient de décider l'installation d'une troisième dynamo, d'un type nouveau : « Helvétia », construite par MM. R. Alioth et C^ie, à Bâle (pl. I).

Cette machine ressemble beaucoup à la machine Thury : l'électro-aimant inducteur présente une forme annulaire, à l'intérieur se trouvent quatre pièces polaires établies sur deux diamètres perpendiculaires et entre lesquelles tourne l'induit. Elle est munie d'un enroule-

ment compound : le fil dérivé est appliqué sur le corps principal de l'électro-aimant et le fil en série est logé sur les plaques polaires mêmes. Dans le modèle *U* qu'on va installer à Lausanne, ces deux circuits d'excitation ont les résistances suivantes :

Enroulement en dérivation : 12 ohms.
Id. en série : $0^{ohm},003$.

Les poids de cuivre sont, pour le premier de 125 kilogrammes, pour le second de 20 kilogrammes.

L'induit est du genre Siemens, sa résistance est de $0^{ohm},015$.

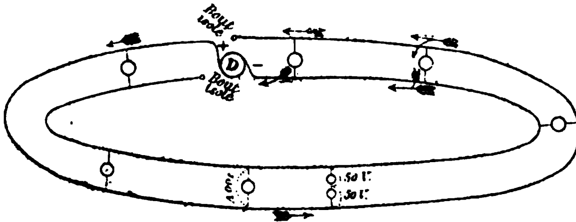
A la vitesse normale, elle fournit un courant de 280 ampères ; cette vitesse est de 500 tours par minute. Elle servira, comme les deux précédentes, à alimenter des lampes à incandescence de 100 volts disposées en dérivation et de 50 volts par groupes de deux en série sur chaque circuit dérivé du circuit principal.

Cette machine nouvelle me paraît avoir les avantages de celle du système Thury ; comme dans cette dernière le champ magnétique développé par l'inducteur doit être excessivement puissant, la consommation d'énergie pour l'excitation de l'électro-aimant est minime par suite de la faible résistance du fil en série. On remarquera aussi que la résistance de l'induit est extrêmement faible, d'où une présomption de rendement très grand.

Les conducteurs d'électricité employés à Lausanne sont exclusivement aériens ; au début ils étaient nus et on les supportait dans les rues à l'aide d'isolateurs en porcelaine accrochés aux bâtiments. Actuellement on remplace graduellement les premiers conducteurs par d'autres, également aériens, mais isolés et appliqués sur les murailles de manière à les dissimuler autant

que possible le long des balcons, des cordons de pierre des appuis des fenêtres, etc. Ce n'est que par un examen attentif qu'on peut les distinguer. Ce système est moins coûteux que la canalisation Edison comme installation ; il est d'une surveillance et d'une réparation plus faciles, mais il ne peut guère convenir que pour des installations de faible importance comme celle de Lausanne. La résistance assez élevée de la conduite déterminerait une perte de charge notable, ainsi que la consommation d'une grande quantité d'énergie pour vaincre la dite résistance.

Afin d'obtenir en tous les points d'un même circuit une chute de potentiel constante aux bornes de chaque lampe, on a fait usage d'une disposition analogue à celle déjà décrite dans l'installation de l'usine centrale de Turin. De chaque balai part un conducteur qui va au bout du réseau et revient à l'usine, cette dernière extrémité est tenue isolée ; de cette façon la longueur totale du circuit est double de celle nécessaire dans la canalisation Edison, on obtient toutefois ainsi une constance d'intensité lumineuse entre toutes les lampes établies dans un même circuit.




Montage des lampes en dérivation.

Le circuit de la dynamo Edison a un développement de 900 mètres, celui de la machine Thury est de 400 mètres approximativement ; la résistance du pre-

mier est de $0^{ohm},28$, celle du second de $0^{ohm},12$ environ. Ensuite de ce qui a été dit précédemment, la longueur totale du réseau des conducteurs de Lausanne est de (900 + 400) 2 = 2,600 mètres en chiffres ronds. Chaque conducteur est composé de 36 brins de fil de cuivre de 1 1/2 millimètre de diamètre, soit une section totale de 63 millimètres carrés ; les fils métalliques sont recouverts de coton paraffiné entouré de deux gaînes de plomb séparées l'une de l'autre par une matière grasse qui doit être du brai, résidu de la distillation du goudron de houille. Le plomb constitue un excellent moyen de protection de l'isolant, ce dernier est aussi très efficace et remplace avantageusement la gutta-percha ou le caoutchouc dont le prix est plus élevé. Les principaux conducteurs pénétrant dans les habitations sont faits de la même façon, mais sont de section moindre.

Les câbles dont il s'agit sont fabriqués par MM. Borel et Berthoud de Paris. A l'usine, ils sont munis de parafoudres à mâchoires d'une efficacité démontrée.

Les lampes dont on fait usage sont principalement des lampes Edison ; on a commencé toutefois à faire l'essai de lampes Cruto, Swan, Woodhouse et Rawson.

Je dirai un mot de ces deux derniers types de lampes qui sont, du reste, assez répandues sur le continent.

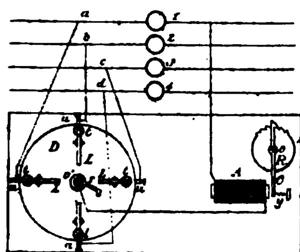
*Lampe Swan.* — Dans cette lampe, le filament produisant l'incandescence est constitué par un fil de coton trempé dans l'acide sulfurique étendu de façon à le parcheminer, puis carbonisé, replié en forme de boucle et renfermé dans un vase de terre rempli de poussière de charbon ; on soumet celui-ci au rouge blanc, après fermeture hermétique.

Pour la lampe de 16 bougies, la force électromotrice

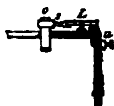
du courant est de 48 volts et l'intensité est de 1^amp.^,55, le travail consommé est de 0^chev.^,1 environ, comme dans la lampe Edison.

*Lampe Woodhouse et Rawson.* — Elle est très répandue en Angleterre d'où elle tire son origine. Elle présente une particularité dans sa monture qui est obtenue par l'emploi d'une nouvelle substance isolante appelée *vitrite* laquelle est dure, inattaquable par les acides, infusible à une température élevée, mais pouvant cependant être coulée sous différentes formes en englobant dans sa masse les pièces nécessaires aux communications. Le filament charbonneux est également particulier, il n'est pas à base végétale, mais il présente une grande homogénéité et on estime sa durée à 1,000 heures.

Les abonnés à la lumière électrique paient l'énergie consommée, évaluée à l'aide de compteurs. Ces derniers indiquent le nombre d'heures pendant lesquelles les lampes fonctionnent, ce qui est suffisant, puisque la distribution se fait à potentiel constant et qu'on connaît l'intensité moyenne du courant nécessaire à chaque lampe. Les compteurs de temps employés sont de deux systèmes : celui imaginé par M. A. Aubert et l'autre dû à M. Hours-Humbert et auquel on paraît donner la préférence, bien que coûtant plus cher. Il sert à compter la durée du fonctionnement d'un nombre maximum de 48 lampes identiques montées chacune sur une dérivation du conduit principal. Un seul fil relie toutes les déri-



Compteur d'électricité Hours-Humbert. Disposition schématique.



vations entre elles et communique avec le fil d'un électro-aimant *A* dont l'armature *C* porte à l'extrémité opposée un cliquet faisant avancer une roue à rochets *R*; cette armature est mobile autour de l'axe *O*.

Dans la même boîte que l'électro se trouve un disque isolant *D* muni de touches en nombre égal à celui des lampes, chaque touche est réunie au circuit correspondant. L'axe du disque communique constamment au point de vue électrique avec le circuit de l'électro-aimant; cet axe est animé d'un mouvement de rotation par l'action d'un mécanisme d'horlogerie et il porte une aiguille dont l'extrémité en forme de plan incliné soulève un des leviers *L* et ferme un circuit dérivé de celui d'une lampe à travers l'électro-aimant dont l'armature est attirée et fait avancer d'une dent la roue à rochets. Par tour il y a autant d'attractions de l'armature qu'il y a de circuits en service ou de lampes allumées. On connaît la durée d'une révolution, le nombre lu sur le cadran de l'appareil indique le nombre *N* total des lampes en action rapportées au nombre de secondes *n* de la révolution, de sorte qu'en représentant par *E* la force électromotrice constante, *I* l'intensité du courant de chaque lampe également invariable, $\int EIdt$ représentant l'énergie consommée devient $EI\int dt = EIn \times N$, formule dans laquelle *N* est seul à déterminer. Cet appareil est, comme on voit, d'une extrême simplicité et il n'est pas sujet à dérangement ; il est monté de façon que l'abonné ne puisse pas y avoir accès, ce qui évite toute fraude.

Le tarif d'abonnement à l'usine centrale d'électricité de Lausanne, à partir du 1er janvier 1886, est le suivant :

Fr. 0-09 à l'heure par lampe à incandescence *A*, de 16 bougies ;

Fr. 0-05 à l'heure par lampe à incandescence *B*, de 8 bougies.

Une réduction de 10 p. °/₀ est accordée aux abonnés consommant au moins en service d'hiver (du 1er octobre au 31 mars) : 10 francs par lampe *A* et par mois et 6 francs par lampe *B* et par mois ; en service d'été (du 1er avril au 30 septembre) : 5 francs par lampe *A* et par mois et 3 francs par lampe *B* et par mois.

Toute lampe placée devra produire, qu'elle soit utilisée ou non, un minimum au moins égal à :

*En service d'été :*

Fr. 0-50 par lampe *A* et par mois ;
» 0-30 id. *B* id.

*En service d'hiver :*

Fr. 1-00 par lampe *A* et par mois ;
» 0-60 id. *B* id.

Le prix du gaz étant descendu à fr. 0-30 le mètre cube par suite de l'installation de l'usine électrique, la dépense par lampe-heure de 16 bougies serait avec le gaz de $0^{m3},180 \times$ fr. 0-30 = fr. 0-054 ; la lampe électrique coûterait fr. 0-09, mais pour les grands consommateurs, le prix descendrait à (9 — 9 : 10) = fr. 0-081 par heure, soit 1 1/2 fois le prix de la lumière du gaz.

La police d'abonnement à la Société suisse d'électricité contient entre autres conventions :

1° La Société entretient à ses frais les câbles formant le circuit principal ;

2° A la charge de l'abonné reste l'installation spéciale de ses locaux, dont le détail est donné au devis, plus le compteur d'électricité ;

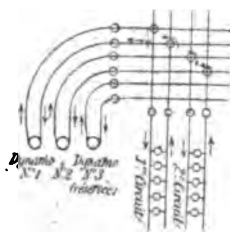
3° La Société se charge de fournir et poser gratuitement les lampes remplaçant celles usées, c'est-à-dire d'échanger celles dont le charbon est coupé.

A propos de cette clause, je ferai remarquer qu'actuellement on parvient à atteindre une durée moyenne de 800 heures pour les lampes ; au début cette durée ne dépassait pas 250 heures. On prend néanmoins les précautions habituelles, par l'emploi de *cut-out*, pour éviter que le courant n'atteigne une intensité dangereuse.

*Seconde section. — Hospice cantonal.*

L'usine qui renferme les machines fournissant le courant des lampes est située à une distance assez considérable de l'hospice et les conducteurs sont disposés souterrainement ; ils sont analogues à ceux qui ont été décrits à propos de l'usine centrale, c'est-à-dire isolés par du coton paraffiné et protégés par deux gaînes de plomb. Il y a deux circuits distincts dont l'un est rompu à 9 heures, et l'autre au matin seulement.

Chacun d'eux correspond à une dynamo spéciale, mais on peut à volonté intervertir les circuits et même envoyer sur l'un quelconque le courant d'une dynamo de réserve à l'aide d'une disposition analogue à celle employée en télégraphie et en téléphonie et connue sous le nom de commutateur suisse et qu'il est inutile de décrire.



COMMUTATEUR SUISSE.
Disposition schématique des dynamos et des circuits des lampes à incandescence de l'hôpital cantonal à Lausanne.

Les trois dynamos sont du système Edison à électro-aimants verticaux au nombre de deux, elles sont absolument identiques ; elles sont commandées directement par un nombre égal de turbines du système Girard à axe horizontal dont la vitesse varie de 1,000 à 1,100 tours par minute.

Ces dynamos sont munies du rhéostat habituel afin de varier le débit du courant, sous potentiel

constant très approximativement, vu la faible variation dans le nombre de lampes en action. Chacune d'elles peut alimenter 140 lampes Edison de 16 bougies.

Un simple conducteur, comprenant un fil d'aller et un de retour, suffit dans ce cas, parce que toutes les lampes se trouvent à la même distance de l'usine, de sorte que la perte de charge *IR* est la même pour toutes.

Dans ce cas également, l'emploi d'une conduite souterraine était toute indiquée par suite de l'inutilité de faire des branchements de courant en des points intermédiaires et aussi de la situation topographique qui permettait d'aller en ligne droite pour ainsi dire sans besoin de faire des tranchées dans les rues.

---

De ce qui précède, il résulte que la question de l'éclairage électrique sur grande échelle est sérieusement mise à exécution dans les villes que j'ai visitées; d'autres ont également fait des installations intéressantes, je citerai notamment en Italie l'éclairage de la ville de Tivoli, près de Rome, où la force motrice est fournie par les célèbres chutes d'eau, auxquelles on a pensé accaparer l'énergie pour la transmettre, sous forme de courants à haute tension, pour l'éclairage de la capitale de l'Italie à l'aide des transformateurs. C'est là un vaste projet dont l'exécution demandera bien encore quelque réflexion, mais qui finira par se réaliser. Ces nouvelles applications seront la source d'où découleront d'incessants progrès dans cette branche de la science électrique. Le grand problème à résoudre est de diminuer le prix de revient, surtout quand on a recours à l'incandescence, le développement des applications fera nécessairement baisser les prix des machines, des lampes, des conduites, etc.,

en même temps que la généralisation de ce mode d'éclairage diminuera la quote-part des frais fixes, par lampe et permettra de fournir la lumière à un prix faisant concurrence avec celle fournie par le gaz.

---

## DEUXIÈME PARTIE.

### Electro-métallurgie.

Dans une note publiée dans le tome XLIV, 1er cahier, des *Annales des travaux publics,* j'ai examiné la question de l'application du courant électrique au traitement direct des minerais par le procédé de M. l'ingénieur Eugène Marchese de Gênes (Italie). J'ai effleuré dans ce travail la description de l'usine montée à Casarza (Sestri-Levante), près de Gênes, pour le traitement des minerais de cuivre et celle de l'usine de Stolberg (Allemagne), pour l'extraction du cuivre des mattes provenant de la métallurgie ordinaire des minerais de plomb complexes. J'ai finalement exposé succinctement les considérations scientifiques relatives aux avantages du nouveau mode de traitement électrique sur ceux préalablement essayés, mais sans succès.

Indépendamment de l'usine de Casarza, la Société anonyme italienne des mines de cuivre et d'électro-métallurgie a établi une nouvelle usine à Pont-Saint-Martin, station du chemin de fer de Chivasso à Aoste et dont il a déjà été question antérieurement dans ce rapport. Cette nouvelle usine, bien qu'actuellement en marche, n'a pas encore reçu son complet développement, on continue activement les installations destinées à permettre une production considérable de cuivre, laquelle doit atteindre cinq tonnes par jour. Tout l'in-

térêt est concentré sur cette nouvelle usine, attendu que celle de Casarza est montée pour une production beaucoup moindre; celle-ci est presque inactive pendant la période d'été par suite de la sécheresse des cours d'eau auxquels on emprunte la force motrice, en attendant le placement des machines à vapeur destinées à suppléer à l'insuffisance régulière des forces naturelles pendant quatre mois environ de l'année; enfin, c'est à Pont-Saint-Martin que se font toutes les études, tous les essais de modifications à introduire dans le détail du traitement.

Dans ce qui va suivre, je rapporterai tous les renseignements que j'ai pu recueillir, pendant mon séjour à Pont-Saint-Martin, sur l'application du nouveau procédé métallurgique. J'aurai à examiner successivement : les minerais traités, la fabrication des anodes et celle des cathodes, la préparation de la liqueur électrolytique, l'opération de l'électrolyse et tout ce qui s'y rapporte, la fabrication des produits secondaires et la question économique.

## TRAITEMENT DES MINERAIS DE CUIVRE A L'USINE DE PONT-SAINT-MARTIN (VALLÉE D'AOSTE-ITALIE).

### 1° *Minerais.*

Les minerais qu'on y traite actuellement proviennent des mines de Montecatini, en Toscane. Ils sont constitués par un mélange de chalcopyrite, de philipsite ou bornite et de chalcosine; la première de ces trois substances entre dans la composition pour les trois quarts. La teneur moyenne en cuivre des minerais traités est de 25 p. °/₀; le minerai non lavé contient jusque 35 p. °/₀ du dit métal, tandis que celui soumis au lavage a seulement une teneur de 15 p. °/₀. Les substances qui accompagnent le cuivre sont principa-

lement : le soufre, le fer, la silice et l'alumine, mais en proportions très variables ; la gangue est de nature serpentineuse. L'emploi de ce minerai est limité, attendu que les mines qui le produisent sont menacées d'un abandon plus ou moins prochain, par suite de l'épuisement presque complet du gîte. Dans cette éventualité, la Direction de l'établissement métallurgique de Pont-Saint-Martin a examiné la question de l'utilisation de matières venant de l'étranger, de l'Amérique notamment, mais celles-ci seraient amenées en Italie sous forme de mattes afin de réduire les frais de transport. On peut obtenir d'Amérique des mattes riches, d'une teneur de 50 p. °/₀ de cuivre, de 29 p. °/₀ de soufre et le reste principalement de fer, plus 300 à 350 grammes d'argent à la tonne de cuivre. Les minerais et mattes argentifères sont spécialement à rechercher, parce que la perte du métal *argent* est pour ainsi dire nulle par le traitement électrique.

### 2° *Fabrication des anodes.*

On les obtient à l'aide des minerais bruts, des mattes et des résidus d'opérations diverses parmi lesquelles l'électrolyse et la préparation du bain servant à cette dernière. On fait subir à ces matières diverses une fusion pour en écarter les substances siliceuses et alumineuses et obtenir une matte aussi riche que possible et dans laquelle se concentrent le soufre, le fer et le cuivre.

Cette opération s'effectue dans des fours à manche (pl. I) d'une construction très simple ; ces fours sont au nombre de trois, disposés sur une seule ligne ; deux sont constamment en activité et un autre est tenu en réserve. Ils ont une section droite de $0^m,80 \times 0^m,98$ à l'intérieur et une hauteur utile d'environ $2^m,50$ ; ils

sont à creusets extérieurs dans lesquels la coulée se fait continuellement : la matte se dépose au fond et la scorie surnage et se solidifie, on l'enlève à mesure qu'elle se produit. Ces fours sont à vent soufflé froid ; le ventilateur utilisé à cette fin est mis en mouvement par les moteurs hydrauliques dont il sera question plus loin ; il absorbe un cheval de force.

Dans chacun des fours, on passe en moyenne 10 tonnes de minerai et autres matières métalliques par 24 heures et la consommation de combustible est approximativement de 15 p. %, soit 150 kilogrammes par tonne de minerai ou 600 kilogrammes par tonne de cuivre, en comptant sur une teneur de 25 p. % de cuivre. Le combustible employé est du coke allemand coûtant, rendu à Pont-Saint-Martin, tous frais compris, 41 francs la tonne. Malgré le prix élevé du coke, l'influence de son emploi sur le prix de revient de la tonne de cuivre se réduit à fr. 24-60, soit environ 2 p. % de la valeur de ce métal. La consommation du combustible étant le principal chef de dépense de cette opération métallurgique par la voie sèche, car la main-d'œuvre n'intervient que pour un chiffre extrêmement minime, 0,5 p. % approximativement, il s'en suit que cette fusion pour matte ne présente nul inconvénient économique et fournit au contraire de nombreux avantages au point de vue de l'opération électrolytique.

Chacun des fours précités permet d'obtenir 60 anodes d'un poids moyen de 100 kilogrammes chacune, par jour de travail, de sorte que le fonctionnement de deux fours suffirait pour une production quotidienne de 5 tonnes de cuivre pour laquelle l'usine est montée, mais qui est loin d'être atteinte actuellement.

Des résultats d'analyses faites sur les scories des fours à manche, on leur a trouvé une teneur de

0,4 p. % en cuivre, soit 4 kilogrammes de cuivre perdu par tonne de scorie; or, comme la quantité de cette dernière est de 40 p. % du minerai traité, la perte de métal est de 1k,6 par tonne de minerai. Cette perte sera discutée dans le chapitre traitant spécialement de la question économique.

On donne aux anodes les dimensions suivantes : 0m,80 de hauteur, 0m,80 de longueur et 0,03 d'épaisseur; mais, pour des raisons qui seront exposées plus loin, on coule également pour des essais des anodes sous les dimensions suivantes : 0m,77 × 0m,375 × 0m,03. On coule la matte dans des moules en fonte dans lesquels on introduit au préalable une bandelette de cuivre composée de deux parties assemblées en forme de ⊥; cette bandelette, obtenue électrolytiquement depuis peu, a 0m,02 de largeur et elle est destinée à assurer un bon contact entre les conducteurs du courant et l'anode. La forme à donner à cette bandelette est encore une question à l'étude, comme tout ce qui se rapporte au nouveau mode de traitement; les moindres détails peuvent, en pratique, présenter des inconvénients sérieux et ce n'est que par des essais sans cesse renouvelés qu'on peut parvenir à écarter successivement ces derniers. Pour citer un nouvel exemple des difficultés d'application, je signalerai la question du bris des anodes. Au début, la proportion des anodes qui se fissuraient et devenaient impropres, à moins de subir une nouvelle fusion, aux autres opérations du nouveau mode de traitement, était très notable; on est parvenu actuellement à la réduire à n'être plus que de 5 p. %, en soumettant les plaques à un refroidissemen lent et régulier en dehors des courants d'air dans une pièce fermée et chauffée modérément, on les y introduit une demi-heure environ après la coulée.

Les plaques brisées, malgré toutes les précautions prises, sont repassées aux fours à manche, en mélange avec le minerai brut, etc.

Le personnel des dits fours est de six ouvriers et d'un caporal par poste, les coulées se font d'heure en heure à chaque four en alternant de demi-heure en demi-heure.

### 3° *Préparation du bain électrolytique.*

Pour former le bain électrolytique, on emploie de préférence des minerais ou des mattes riches, les matières plus pauvres étant réservées pour la fabrication des anodes. Plusieurs opérations sont nécessaires pour obtenir la liqueur constituée par les sulfates de cuivre et de fer à introduire dans les voltamètres. Il y a d'abord le broyage des minerais, puis le grillage et la lixiviation ; la fabrication de l'acide sulfurique, qui intervient également dans cette préparation, sera examinée en traitant des produits secondaires, mais les autres opérations vont être examinées sommairement dans ce qui suit :

*Broyage des minerais.* — Cette opération est motivée par suite de l'emploi d'un four de grillage réclamant des matières en poudre, et ce four est lui-même appliqué afin d'obtenir une désulfuration aussi complète que possible du minerai et de pouvoir procéder à la dissolution ou lixiviation dont il sera également question plus loin.

Le broyage est produit par le concasseur américain ou *Blake,* perfectionné par M. Marsden de Leeds ; cet appareil est mu par les moteurs hydrauliques qui activent toute l'usine; la force absorbée est de 3 chevaux.

Cet appareil se compose essentiellement d'une

mâchoire fixe et d'une autre oscillant autour d'un arbre et poussée en avant par l'action d'une bielle et d'un levier coudé ; on peut régler à volonté la grosseur des morceaux en rapprochant ou écartant les deux mâchoires à l'aide d'un coin mobile. Les mâchoires sont en fonte cannelée ; quand un côté est usé, on le retourne et on double ainsi leur durée. Ce broyeur est appliqué dans plusieurs carrières de notre pays pour la transformation en ballast des déchets de la fabrication des pavés.

*Grillage des minerais.* — Les matières sulfurées, broyées comme il vient d'être indiqué, passent au four Malétra (pl. II, fig. 8, 9, 10 et 11). Ce four est d'une extrême simplicité et d'une conduite très facile ; il a reçu, dans les diverses usines où il a été employé, des modifications plus ou moins importantes, selon les circonstances locales. Essentiellement, il se compose de plusieurs étages superposés sur lesquels le minerai est successivement étalé pour être soumis à l'oxydation ; le grillage s'effectue sans emploi de combustible, toutefois, au début, on est obligé d'échauffer les soles et une grille se trouve au dessous de chaque four d'un même massif. A Pont-Saint-Martin, le massif en activité comprend sept fours accolés à six étages chacun ; chaque sole a une surface de $2^m,60 \times 1^m,32$ et possède une porte de travail spéciale. Les dimensions précédentes sont très grandes, eu égard à celles qu'on donne habituellement, mais il ne paraît pas en résulter d'inconvénient.

Le chargement du minerai se fait par un entonnoir en fonte ; on soulève un levier commandant une espèce de soupape fermant un tuyau de $0^m,15$ de diamètre par lequel le minerai cru tombe sur la dalle ou sole supérieure. Le joint entre la soupape et l'entonnoir est parfaitement fermé et on évite ainsi toute entrée de l'air pendant que s'effectue le chargement. Néanmoins, à

cette usine, on a modifié la circulation des gaz : l'air pénètre par en haut et par les diverses portes de travail, et l'anhydride sulfureux, accompagné de l'azote et des autres gaz, est pris à la sole inférieure et est conduit par une colonne en fonte aux chambres de plomb pour la fabrication de l'acide sulfurique.

Au dessus du massif règne un grand canal de dépôt des poussières ; il est suivi de trois chambres également de dépôt, les cloisons qui les séparent sont munies d'ouvertures de communication alternativement en bas et en haut.

Le four Malétra de l'usine de Pont-Saint-Martin ne fonctionnait régulièrement, lors de ma visite, que depuis quelques jours, par suite des modifications successives qu'on lui avait fait subir ; il est par suite impossible de fournir des renseignements précis à son sujet, mais il n'y a pas doute qu'il ne donne à cet établissement les mêmes bons résultats qu'il a fournis partout ailleurs.

Les plans et coupes joints au présent rapport en donnent une description absolument détaillée.

*Lixiviation des minerais grillés.* — Cette opération a pour effet de dissoudre les sulfates de cuivre et de fer produits par le grillage et non décomposés par la chaleur et de transformer en sulfate l'oxyde de cuivre. Afin d'obtenir une liqueur contenant une aussi minime proportion que possible de sulfate de fer, on doit conduire le grillage de manière à produire de préférence des oxydes et non des sulfates, parce que l'oxyde de fer est insoluble dans l'eau acidulée et on le sépare ainsi de celui de cuivre, ce qui permet d'avoir une solution plus riche en ce dernier métal.

La lixiviation se fait à l'eau acidulée et à chaud dans des bacs en bois revêtus de lames de plomb ; ceux-ci, au nombre de quatre, sont disposés en gradins

afin que la circulation du liquide se fasse automatiquement, la différence de niveau entre deux bassins successifs et de $0^m,20$.

La matière grillée est introduite dans le bassin inférieur où arrive de la vapeur d'eau qui porte le bain à 70 degrés centigrades; on la fait ensuite passer successivement dans les divers bassins en remontant la série de façon à ce que le liquide se sature en descendant et que la matière s'appauvrisse dans la marche contraire. Dans le bassin supérieur, elle est soumise à un simple lavage, l'acide sulfurique est seulement introduit dans les autres bassins.

Afin d'être certain d'obtenir une agitation de la matière soumise à la lixiviation, on divise chaque bassin en deux compartiments par une cloison et on la fait passer de l'un à l'autre.

La lixiviation permet d'enlever 90 p. °/₀ du cuivre contenu dans la matte ou le minerai grillé; le résidu représentant 33 p. °/₀ de la matière première repasse au four à manche pour la fabrication des anodes. La liqueur acquiert une teneur allant jusque 7 p. °/₀ de cuivre.

La matière soumise à la lixiviation séjourne 6 heures environ dans châque bassin, soit 24 heures pour une opération complète.

L'acide sulfurique dont on fait usage est celui de première chambre.

### 4° *Fabrication des cathodes.*

On produit ces dernières par l'opération de l'électrolyse même. Primitivement on avait recours à des feuilles de cuivre minces obtenues par le laminage et qui provenaient du dehors. On les obtient actuellement par le dépôt électrique sur des lames de plomb dont on

les détache ensuite facilement. C'est par le même procédé qu'on obtient les lames de cuivre qu'on emprisonne dans les mattes des anodes et dont il a été précédemment question. On donne aux cathodes les dimensions suivantes : hauteur 0m,77, largeur 0m,375 et une épaisseur de 0m,002 environ.

### 5° *Électrolyse.*

Ce chapitre peut être divisé en deux sections : dans la première, je décrirai le matériel employé et dans la seconde, la marche de l'opération électrolytique.

#### *Première section. — Matériel.*

Le matériel se compose de plusieurs éléments essentiels qui seront examinés dans l'ordre suivant : *a.* les bassins d'électrolysation ; *b.* les appareils à l'aide desquels on obtient la circulation de la liqueur ; *c.* les moteurs mécaniques ; *d.* les machines dynamo-électriques.

a. ***Bassins d'électrolysation*** (pl. II, fig. 1 à 7). — Ceux employés à l'usine de Pont-Saint-Martin sont analogues comme construction à ceux décrits déjà ailleurs et en usage à l'usine de Casarza. Ils sont en planches doublées à l'intérieur de lames de plomb soudées (ce qui ne se faisait pas primitivement) afin d'obtenir une étanchéité plus complète. Ils ont 2 mètres de large, 0m,90 de long et 0m,94 de hauteur, dimensions intérieures.

Ces bassins sont d'une construction très simple, très économique et d'une solidité suffisante.

Dans chaque bassin, on dispose 15 anodes et 16 cathodes alternant ; toutes les anodes d'un même bassin sont réunies en quantité, il en est de même des

cathodes entre elles. Au contraire, les anodes d'un bassin communiquant avec les cathodes du suivant et on dispose de cette façon une batterie de 100 bassins en tension au lieu de les réunir par groupes de plusieurs en quantité. Dans tous les cas, primitivement, les cathodes et les anodes étaient chacune faites d'une seule pièce ; actuellement on emploie des cathodes en deux parties, afin d'obtenir l'avantage d'un dépôt beaucoup plus uniforme sans augmentation sensible de la résistance ; on peut, en outre, les enlever, les examiner et les replacer beaucoup plus facilement et il n'est plus nécessaire de les maintenir planes par des cadres en bois au début du travail. Dans le même ordre d'idées, on a essayé avec succès l'emploi d'anodes de deux pièces comme les cathodes ; par cette disposition on peut également suspendre les mattes au lieu de les appuyer sur le fond des bassins et on arrive à en placer un plus grand nombre dans chacun d'eux. Dans les nouveaux modèles de bassins que j'ai examinés, le nombre d'anodes est de 18 et celui des cathodes est de 19 ; on diminue de cette façon la résistance électrique du bassin et c'est là un point très important à étudier soigneusement dans toutes les installations de ce genre.

La résistance électrique est exprimée par la formule : $R = K\frac{L}{S}$ ; calculons quelle est, dans la première disposition, la résistance de l'électrolyte. D'après Wiedemann $K = 45^{ohms},7$ pour une solution de sulfate de cuivre à raison de 3,2 p. % de ce sel ; on peut admettre une conductibilité analogue pour le bain électrolytique.

La distance entre les électrodes est approximativement de $0^m,05$, c'est le terme $L$ de la formule précédente ; enfin, $S$ est la surface immergée des électrodes,

soit $2 \times 0^{m},80 \times 0^{m},78 = 1^{m^2},25$ par anode et pour 15 anodes cette surface est de $18^{m^2},75$, par suite :

$$R = 45^{ohms},7 \frac{5 \text{ centim.}}{187500 \text{ centim.}} = 0^{ohm},00122 \text{ par bassin.}$$

Dans la nouvelle disposition, chaque partie d'anode a une surface immergée de $0,76 \times 0,375 \times 2 = 0^{m^2},57$, soit $1^{m^2},14$ pour une anode entière et $1^{m^2},17 \times 18 = 21^{m^2},16$ par bassin. En admettant un écartement de $0^{m},04$ des électrodes (ce qui dépasse la réalité) on a

$$R' = 45^{ohms}.7 \frac{4}{211600} = 0^{ohm},000884$$

Pour 100 bassins constituant une batterie, dans le premier cas, la résistance de la liqueur est de $0^{ohm},122$ et dans le second, de $0^{ohm},0884$.

Pour avoir la résistance totale du circuit électrique, il faudrait ajouter la résistance, très minime, des conducteurs, des anodes et des cathodes. Une diminution de résistance est surtout à rechercher lorsqu'on fait usage de machines à haut potentiel et avec lesquelles on dispose tous les bassins en tension, la résistance totale étant proportionnelle au nombre de ces dernières.

Les plans à l'échelle, joints au présent mémoire, donnent toutes les indications relatives aux nouveaux bassins étudiés.

Je ferai néanmoins remarquer une récente modification introduite et consistant dans l'emploi de conducteurs de courant formés par des lames de cuivre électrolytique qu'on substitue ainsi aux tiges rondes, ces dernières devant être achetées au dehors. On constate donc une tendance de plus en plus marquée à ne faire usage, autant que possible, que de matières obtenues à l'usine même.

Les bassins successifs d'une même batterie sont

répartis en groupes de neuf, étagés et présentant entre deux consécutifs une différence de niveau de $0^{m},20$, afin de permettre une circulation automatique de l'électrolyte. Le liquide se répartit par un chenal alimenté par le bassin supérieur d'une rangée au suivant et ainsi de suite ; ce chenal règne sur toute la largeur du bassin ; la sortie de la liqueur se fait par le côté opposé à l'arrivée.

L'usine comprend actuellement 162 bassins d'électrolysation, mais il n'y en a normalement que 100 en activité ; les autres sont en réparation ou en nettoyage.

b. *Appareils servant à obtenir la circulation du liquide électrolytique.* — Avant de décrire les pompes destinées à renouveler par une circulation continue le liquide des bassins d'électrolysation, je dois faire connaître les avantages notables de cette opération. Elle permet de rendre à la liqueur le cuivre dont le courant provoque le dépôt sur les cathodes ; elle a, en outre, pour effet de maintenir les sels ferreux et ferrique contenus dans la solution dans un état de mélange tel que la dissociation du sel ferreux ne se produise pas, ce qui arriverait certainement si ce dernier prédominait. Avec la décomposition du sulfate ferreux, il se produirait un dégagement d'hydrogène à la cathode, lequel aurait pour conséquence un dépôt de cuivre pulvérulent, ce qui est fortement à éviter.

En outre, sans circulation, le liquide tendrait à se sursaturer au fond et à s'appauvrir en haut, et par la différence de résistance qui en résulterait, on aurait la précipitation de la plus grande partie du cuivre à la partie inférieure, sous forme de grains, en donnant lieu à une irrégularité dans l'épaisseur du dépôt sur les cathodes et dans la qualité de ce dernier.

Enfin, on a observé que, sans circulation, le courant

se trouverait dans les conditions les plus favorables pour réduire le sel ferrique en sel ferreux au lieu de produire la dissociation du cuivre.

Pour obtenir une bonne marche, la pratique a démontré qu'il convenait de faire circuler la solution, d'une teneur de 3 p. % de cuivre par exemple, dans un nombre de voltamètres tel que cette teneur fût réduite à 1.5 p. % environ avant d'être renvoyée à la lixiviation.

Pour mettre l'électrolyte en circulation, on a essayé divers systèmes de pompes, mais tous ont laissé à désirer, par suite de l'attaque du métal par la liqueur. On a employé des pompes avec revêtement en caoutchouc durci, mais on leur a trouvé l'inconvénient de coûter cher ; le cuivre rouge, dont on a également fait usage, à Casarza du moins, ne résistait pas, par suite de l'action très oxydante du sulfate ferrique. On a tenté avec succès l'emploi d'un alliage plombo-antimonieux, mais l'arbre des pompes centrifuges dont on se servait, ne pouvait qu'être en fer ou en acier et n'échappait pas à l'action dissolvante de la liqueur électrolytique.

Concurremment avec ce dernier système de pompe, on a recours, à l'usine de Pont-Saint-Martin, à un monte-liquide à air comprimé. Cet appareil est analogue à celui dont on fait usage dans certaines fabriques d'acide sulfurique et imaginé par M. Harrison Blair. On peut élever le liquide à la hauteur que l'on désire, pourvu qu'on dispose d'une pompe à air suffisamment puissante. On active cette dernière à l'aide d'une transmission par poulies et courroies de l'arbre moteur général à celui de la pompe. Celle-ci envoie de l'air comprimé dans un réservoir où arrive la liqueur électrolytique ; cette dernière s'échappe par l'issue qui lui est offerte pour gagner par un tuyau le sommet des

rangées de voltamètres ; le tout est en plomb antimonieux.

c. *Moteurs mécaniques.* — On ne fait actuellement usage que de forces naturelles ; les moteurs sont activés par le torrent « la Lys », qui descend des glaciers, de sorte qu'en hiver on doit s'attendre à être privé de cette force gratuite ; la période de *sécheresse* est estimée à une durée de quatre mois environ par année. Afin de ne pas interrompre le travail de l'usine pendant ce temps, on a été amené à étudier le placement de machines à vapeur ; ces dernières ne tarderont pas à être établies dans le bâtiment déjà prêt à les recevoir. Ces moteurs seront au nombre de deux et pourront développer un travail total de 300 chevaux, ce qui suffira amplement pour faire mouvoir toutes les dynamos et les autres appareils accessoires. Ces machines seront à détente variable Schulzer et construites à Winterthur (Suisse) ; les chaudières qui les alimenteront seront chauffées au moyen de briquettes dont le coût, rendues à Pont-Saint-Martin, est de 35 francs les 1,000 kilogrammes. Il importe donc de posséder des générateurs et des machines à vapeur consommant une aussi minime quantité de combustible que possible. En admettant des moteurs consommant seulement en moyenne et en marche courante 1 kilogramme de charbon par cheval-heure, la consommation par jour, pour 300 chevaux de force, serait de $7^{ton.}$,2, à raison de 35 francs la tonne, soit 252 francs pour une production de 5 tonnes, et conséquemment 50 francs environ par tonne de métal, soit 5 p. °/₀ de la valeur de ce dernier. Cette dernière proportion sera certainement au dessous de la vérité et on voit comme il importe d'avoir à sa disposition des forces naturelles, car il faut encore remarquer que les moteurs à vapeur avec leurs chaudières coûtent beaucoup plus cher

d'acquisition et par suite d'amortissement et d'intérêt, et de main-d'œuvre (machinistes, chauffeurs, etc.).

Cette installation auxiliaire de force motrice entraînera à une dépense estimée à 100,000 francs. On aurait pu, à la rigueur, y renoncer, en empruntant la force motrice à la Doire Baltée, rivière dans laquelle le torrent « la Lys » se jette à Pont-Saint-Martin même, mais la pente de la susdite rivière est beaucoup plus faible que celle de son affluent, et pour obtenir la hauteur de chute nécessaire au service de l'usine, on eût été obligé de remonter très loin le cours de la Doire, ce qui aurait occasionné une dépense excessivement élevée.

Les turbines actuellement employées sont au nombre de deux; elles sont du système Girard, à axe vertical et commandent le même arbre. Elles peuvent développer chacune un travail de 165 chevaux, soit 330 chevaux pour les deux. On peut régler la marche des turbines selon l'effort à produire en livrant passage à l'eau dans un plus ou moins grand nombre d'ouvertures d'admission, lesquelles sont au nombre de 13. Actuellement on n'utilise par exemple que 70 chevaux de force pour activer une dynamo d'électrolysation, une autre pour la lumière électrique, un broyeur, des monte-liqueurs, un ventilateur des fours à manche, etc.

La hauteur de chute de l'eau des turbines est de $7^m,99$. En supposant un rendement de 75 p. °/o de l'énergie hydraulique, la consommation d'eau par minute pour produire un travail de 330 chevaux serait par suite donnée par la formule :

$$\frac{P_{1''}^{k} \times H^{m}}{75} = \frac{330 \text{ chev.}}{0,75} \text{ (coefficient de rendement)}$$

ou

$PH = 330 \times 100 = 33000$ kilogrammètres $= P \times 8$ mètres, en admettant

$$H = 8 \text{ mètres au lieu de } 7^m,99.$$

On en déduit :

$$P = \frac{33000}{8} = 4^{m^3},125 \text{ par seconde;}$$

répartis en 26 ouvertures pour les deux turbines, soit 159 litres environ par ouverture et par seconde quand on a besoin du travail maximum des dits moteurs.

d. *Machines dynamo-électriques.* — Au début de l'application du courant électrique au traitement des minerais et, du reste, dans toutes les opérations d'électrolyse, on avait recours à des machines à faible potentiel et à grande intensité, en se basant sur ce fait que le dépôt chimique est proportionnel à l'intensité du courant. A Casarza on fait encore usage de dynamos de ce genre et plusieurs spécimens inutilisés actuellement se rencontrent également à Pont-Saint-Martin. Elles sont du système Siemens ; elles fournissaient un courant de 240 ampères sous un potentiel de 15 volts, et sont munies d'électro-aimants excités en dérivation ; on sait que les machines, où l'excitation se fait en tension, sont dangereuses au point de vue des inversions de polarité, lesquelles auraient pour conséquences un dégagement d'acide sulfhydrique et par suite le noircissement du cuivre déposé ; cet inconvénient est moins à craindre avec les machines en dérivation. Aujourd'hui on a abandonné les unes et les autres ainsi que les machines d'intensité ou de faible potentiel, et on fait usage d'une dynamo à potentiel élevé et à excitation compound. On supprime par ce dernier mode d'excitation des inducteurs tout renversement de courant. De plus, l'avantage que présen-

taient les machines électro-chimiques, par suite de leur faible résistance intérieure, est compensé par leur coût élevé et par les dangers de détérioration qu'elles présentent à l'endroit des soudures des divers éléments conducteurs.

On donne donc aujourd'hui la préférence à des types nouveaux permettant d'obtenir la constance de l'intensité, ce qui a pour conséquence la constance du dépôt quotidien, c'est-à-dire de la production ; le potentiel varie selon le nombre de bassins en action ; du reste, toute variation dans cet élément se répartit sur un grand nombre de voltamètres et a, par suite, peu d'importance dans chacun d'eux. Ces puissantes dynamos ont un autre avantage résidant dans la moindre dépense d'acquisition relative, elles sont encore d'un meilleur rendement.

A Pont-Saint-Martin, on voit actuellement fonctionner une machine du type Siemens (de la maison Siemens et Halske de Berlin), développant un courant de 400 ampères sous un potentiel variable de 80 à 100 volts selon la variation de résistance de l'électrolyte. Elle fonctionne à la vitesse de 820 tours par minute ; l'arbre moteur la commande par poulies et courroie, celui-ci tourne à raison de 80 tours par minute. L'énergie consommée par les moteurs hydrauliques pour activer cette dynamo est au maximum de

$$\frac{400 \text{ amp.} \times 100 \text{ volts}}{75 \times 9{,}81} \times \frac{100}{90} = 60 \text{ chev. environ,}$$

en admettant un rendement de 90 p. % qui est, paraît-il, obtenu avec cette machine. Celle-ci est à inducteurs verticaux, au nombre de quatre, placés par deux côte à côte ; on pense ainsi obtenir un champ magnétique plus puissant,

Le bâtiment dans lequel se trouve cette dynamo

permettra d'abriter les deux machines à vapeur auxiliaires et quatre autres dynamos, dont deux provenant encore de la maison Siemens et Halske de Berlin, qui se distingueront des types connus et utilisés par la particularité que l'induit tournera entre des pôles vrais au lieu de tourner entre des plaques formant des pôles conséquents; cette modification a déjà été faite par Gramme dans son « type supérieur » qui était exposé à Anvers l'année dernière.

Les deux autres dynamos sont du type Oerlikon et construites à Zurich (Suisse). Ces divers appareils doivent donner des courants analogues à celui du précédent, sous un même potentiel afin de permettre des productions identiques.

*Deuxième section. — Marche de l'opération électrolytique.*

Actuellement l'usine est montée pour produire une tonne de cuivre par jour à l'aide de 100 bassins d'électrolysation, soit 10 kilogrammes par bassin. La dynamo fournissant un courant de 400 ampères, devrait théoriquement mettre en liberté et déposer sur les cathodes un poids de cuivre de :

$$\frac{37^{\text{mill.}},8 \times 31,5 \times 24 \text{ h.} \times 400 \text{ amp.}}{1,000,000} \text{ kilogram.} = 11^{\text{k}},430.$$

Le rendement serait par suite de $\frac{10}{11,43} = 87,5$ p. %, ce qui concorde sensiblement avec les chiffres déjà fournis dans une première étude sur le procédé Marchese. Bien que la réduction du sulfure de cuivre n'exige théoriquement que $0^{\text{volt}},2206$, en pratique il résulte des expériences faites que la force électromotrice nécessaire pour les réactions chimiques qui s'accomplissent dans les bassins, varie de $0^{\text{volt}},425$ à

0$^{volt}$,50 ; pour les 100 bassins disposés en série, on trouve par conséquent 42$^{volts}$,5 à 50 volts. La dynamo développant une force électromotrice variable de 80 à 100 volts selon les modifications qui se produisent dans la résistance du bain, on voit que l'installation est montée dans le but de réaliser pratiquement autant qu'il est possible la condition du travail utile maximum. En effet, appelant $e$ la force contr'électromotrice développée par l'action chimique, $E$ la différence de potentiel aux bornes de la dynamo, $I$ l'intensité du courant, $R$ la somme des résistances des conducteurs et des bassins, $Tu$ le travail utile, $Tm$ le travail total, on a :

$$Tm = \frac{EI}{g} \text{ et } Tu = \frac{eI}{g}$$

par suite :

$$\frac{Tu}{Tm} = \frac{e}{E} \text{ (expression du rendement du travail consommé).}$$

On a également, d'après la loi de Ohm :

$$I = \frac{E - e}{R} \quad \text{d'où} \quad Tu = \frac{e(E - e)}{gR}$$

Pour obtenir la condition du travail utile maximum, il faut égaler à zéro la dérivée de $Tu$ par rapport à $e$ prise comme variable indépendante.

$$\frac{dTu}{de} = \frac{i}{gR}\Big((E - e) + e(-1)\Big) = o \quad \text{d'où} \quad E - e - e = o$$

et enfin

$$e = \frac{E}{2}$$

et en remplaçant dans l'expression du travail utile, on a :

$$Tu = \frac{1}{gR}\frac{E}{2}\frac{E}{2} = \frac{E^2}{4gR}$$

et

$$Tm = \frac{E^2}{2gR} = 2\ Tu \quad \text{d'où} \quad Tu = \frac{1}{2}\ Tm$$

De ce qui précède, on conclut que la condition du travail utile maximum est obtenue par l'emploi d'une force électromotrice de l'appareil générateur du courant double de celle exigée par l'action chimique ; le rendement du travail est alors de 50 p. %. C'est le rendement qu'on doit chercher à obtenir dans les usines où l'on utilise les forces naturelles, on obtient un maximum de dépôt avec un minimum de dépenses d'installation.

Au contraire, si la force électromotrice est coûteuse, comme dans le cas de l'emploi exclusif de machines à vapeur, il conviendra de retirer un rendement mécanique plus élevé en augmentant le nombre de bains en tension ; ce rendement serait maximum si $e = E$, car on aurait :

$$\frac{Tu}{Tm} = \frac{e}{E} = 1,$$

mais le dépôt de cuivre serait nul. Donc, avec le rendement de 50 p. %, on obtient un dépôt maximum qui va en diminuant avec l'augmentation du rendement mécanique. En effet, le dépôt est proportionnel à l'intensité du courant $I$ et cette dernière diminue si $e$ ou le nombre de bassins augmente, $E$ restant constant, ainsi qu'il ressort de la formule précitée

$$I = \frac{E - e}{R}.$$

Dans chaque cas particulier, on pourra, eu égard au coût de la force motrice, à celui de l'installation, au capital dont on dispose, fixer les conditions du travail le plus économique. J'ai indiqué précédemment celles adoptées à Pont-Saint-Martin.

Au début de l'opération électrolytique, le bain est composé presque exclusivement de sulfate de cuivre ($Cu So^4$); par l'action du courant, le cuivre se dépose sur la cathode, les sulfures de fer et de cuivre de l'anode se dissolvent dans l'acide sulfurique mis en liberté en déposant le soufre sur l'anode ; la liqueur se charge de sulfate de fer à l'état de protoxyde et de peroxyde jusqu'à ce qu'elle soit retirée de la circulation, ce qui a lieu quand la teneur en cuivre n'est plus que de 16 à 20 kilogrammes par mètre cube de liqueur. Pour retirer de cette dernière le cuivre qui y reste contenu, on continue l'électrolyse dans des bassins spéciaux, *sans circulation*, avec des anodes en pyrite de fer ou en rognures de fer métallique, à volonté, mais on obtient un dépôt de cuivre pulvérulent qui doit être refondu.

Au lieu d'admettre les réactions chimiques ci-dessus indiquées, on a également pensé que l'électrolyse des sulfures se fait directement avec transport du cuivre à la cathode et dissolution dans la liqueur du fer mis en liberté avec production d'hydrogène se rendant à la cathode et l'oxyde de fer restant à l'anode. La dissociation du sulfate de cuivre de la liqueur qui se produit en même temps, donne lieu à un dépôt de cuivre à la cathode comme il a été dit ci-dessus, production d'acide sulfurique et d'oxygène à l'anode ; sous l'influence de ces derniers, l'oxyde de fer se transforme en sulfate de peroxyde de fer ($Fe^2 O^3, 2 SO^3$).

L'hydrogène qui se porte à la cathode réduit le persulfate de fer en sulfate de protoxyde et permet conséquemment d'obtenir un dépôt compact. Si la liqueur s'appauvrit trop en cuivre, il ne se forme plus de persulfate de fer à réduire et le dépôt de cuivre devient grenu. On combat cet appauvrissement de la liqueur par la circulation jusqu'à la teneur précédemment indiquée.

On ne peut, surtout dans le cas de traitement de sulfures très complexes, analyser toutes les réactions qui se produisent, néanmoins le rôle du fer est excessivement efficace ; il a notamment pour effet de contribuer par son oxydation à produire une force électromotrice de même sens que celle du courant de la dynamo ; à la rigueur on pourrait faire usage exclusivement du fer au lieu de se servir de mattes, on serait alors obligé de dissoudre entièrement le minerai à traiter et on devrait recourir à une substance étrangère à celle dont on dispose naturellement. Toutefois, la force électromotrice de réduction du sulfate serait diminuée de celle fournie par la dissolution du fer, de sorte que l'électrolyse s'effectuerait également à un potentiel inférienr à celui exigé pour la décomposition de l'eau. Il n'est donc pas absolument nécessaire dans le procédé Marchese que l'anode soit formée par un sulfure simple ou complexe, il peut l'être par une matière soluble dans le bain à électrolyser de façon que les phénomènes de polarisation soient évités puisqu'ils ont été la cause de l'insuccès de toutes les méthodes basées sur l'emploi d'anodes insolubles.

On soumet les anodes à l'électrolysation durant quarante jours consécutifs, les cathodes reçoivent conséquemment un dépôt de 400 kilogrammes dans un même bassin, soit 25 kilogrammes par chaque cathode, en comptant sur 16 dans chaque bassin et 12 1/2 kilogrammes pour chaque moitié.

Les anodes ont alors perdu une grande partie du fer qu'elles contenaient, le soufre s'y est concentré et il y reste également une notable proportion de cuivre ; la composition approximative devient la suivante :

| | |
|---|---|
| Soufre . . . . . | 50 p. °/o |
| Cuivre . . . . . | 40 » |
| Fer . . . . . . . | 10 » |
| | 100 » |

Ces résidus conviennent très bien pour passer au four Malétra pour la fabrication de l'acide sulfurique et la préparation du bain électrolytique.

J'ai signalé précédemment le moyen employé actuellement pour retirer la plus grande partie du cuivre qui reste contenu dans la liqueur, quand elle ne peut plus être admise dans la circulation. C'est une modification au procédé primitif et qui consistait dans la précipitation du cuivre par l'acide sulfhydrique qui n'a pas d'action sur les sels de fer, mais ce procédé chimique est inférieur à celui de l'électrolyse sans circulation dans les bassins dits d'appauvrissement. Le liquide contient encore une fraction d'unité de cuivre qu'on retire par précipitation en le faisant passer dans de grandes caisses de bois revêtues de plomb et contenant des rognures de fer, c'est-à-dire par *cémentation*.

### 6° *Fabrication des produits secondaires.*

Ils sont au nombre de trois : l'acide sulfurique, le sulfate de fer et les métaux précieux. Je dirai quelques mots de chacun d'eux.

a. *Acide sulfurique.* — Ce sous-produit se consomme pour un tiers environ à l'usine même pour la formation de la liqueur électrolytique.

Indépendamment du four Malétra qui permet d'obtenir un grillage si soigné des minerais sulfurés réduits en poudre, on a cru prudent d'établir un autre four à pyrites afin de parer à l'inconvénient éventuel provenant de l'arrêt du premier. Le four à pyrite ne présente absolument aucune particularité. On y passe des minerais en morceaux qu'on charge sur des grilles à barreaux carrés et mobiles afin de laisser tomber les résidus. La transformation de l'anhydride sulfureux en acide sulfurique à 50 degrés Beaumé se fait dans

des chambres de plomb, comme d'habitude, dans lesquelles on introduit de l'acide nitrique et de la vapeur d'eau produite par un petit générateur spécial.

On condense les gaz nitreux sortant des chambres en les faisant passer dans la tour de Gay-Lussac dans laquelle on introduit du coke de façon à la remplir et on y fait descendre un filet d'acide sulfurique à 60 degrés qui a la propriété de dissoudre l'acide nitreux et l'acide hyponitrique, produits très délétères et d'un grand prix; on doit enlever ces derniers par un procédé de dénitrification.

L'acide nitrique primitif est obtenu également à l'usine de Pont-Saint-Martin en soumettant le nitrate de soude à l'action de l'acide sulfurique dans une grande chaudière en fonte fermée et soumise à l'action d'un foyer alimenté par des briquettes.

On ne concentre l'acide sulfurique qu'à 60 degrés, et encore cette opération n'est-elle pas nécessaire pour la plupart des usages de l'usine.

Indépendamment du profit qu'on peut retirer de la vente d'une partie de ce sous-produit, il faut remarquer que sa fabrication supprime l'insalubrité qui proviendrait du dégagement de l'anhydride sulfureux dans l'atmosphère; cette condensation devrait être même obligatoire dans toutes nos usines à zinc notamment où l'on grille des minerais sulfurés dont les gaz dévastent la végétation sur des étendues considérables et portent une sérieuse atteinte à la santé des habitants.

2° *Sulfate de fer.* — Sa valeur industrielle n'est pas bien grande, sauf cette année où l'on en a consommé des quantités extrêmement considérables par suite des épidémies dans lesquelles il sert comme désinfectant, par suite de son avidité pour l'oxygène, à l'aide duquel le sel ferreux passe à l'état de sel ferrique.

Pour l'obtenir, le liquide qui a servi primitivement

à circuler dans les bassins d'électrolysation et qui a séjourné d'abord dans les bassins d'appauvrissement, puis de cémentation, est finalement recueilli dans des caisses de cristallisation où s'effectue l'évaporation à chaud.

3° *Métaux précieux.* — C'est surtout l'argent qui entre pour une notable proportion dans certains minerais et surtout dans les mattes d'Amérique, qu'on compte traiter incessamment. La séparation de ce métal s'obtient tout naturellement; on le retrouve dans les résidus de l'électrolyse; à Pont-Saint-Martin il n'existe encore aucune installation pour le petit traitement spécial qu'il y aura lieu de faire subir à ces résidus pour en retirer le métal absolument pur. Au point de vue métallurgique, c'est là, du reste, une fort petite difficulté.

### 7° *Examen du traitement électrique au point de vue économique.*

Le produit principal fourni par l'usine de Pont-Saint-Martin, est constitué par un métal extrêmement pur, qu'on ne peut obtenir par aucun autre traitement de la voie sèche. La teneur en cuivre est de 99.8 à 99.95 p. °/₀; les analyses quantitatives n'ont jamais porté sur les matières étrangères qui se trouvent alliées au cuivre pur en extrême minime proportion; on sait seulement qu'elles consistent en traces de soufre, de fer et d'oxyde de cuivre. Ce métal est expédié tel qu'il sort des bassins d'électrolysation, mais il ne doit pas être susceptible de laminage sans une fusion préalable. Néanmoins, par sa haute conductibilité électrique, il est particulièrement recherché pour la construction des dynamos, des conducteurs, etc.; il est payé 130 à 140 francs à la tonne

7

plus cher que le *best-selected* anglais, qualité cotée elle-même 100 francs environ de plus que le cuivre ordinaire. En admettant pour ce dernier le prix de 1,120 francs la tonne, le *best-selected* vaut 1,180 francs et le cuivre électrolytique atteint le chiffre de 1,320 francs.

Il y a donc là un premier avantage en faveur du traitement électrique et consistant dans l'obtention d'un produit de qualité tout à fait supérieure.

Il y en a un autre consistant dans le plus grand rendement des minerais. Ceux-ci sont habituellement achetés à la formule, c'est-à-dire d'après la teneur en cuivre déterminée par l'analyse chimique par voie humide. On accorde à l'acheteur une différence de deux unités sur la teneur ainsi trouvée, afin de tenir compte des pertes provenant du traitement industriel par la voie sèche. Avec un minerai à la teneur de 25 p. °/₀ de cuivre, on paie vingt-trois unités, soit une différence de 20 kilogrammes à la tonne; la perte calculée dans l'étude de la fabrication des anodes est de $1^k,60$ pour une même quantité de minerai. Les autres opérations électriques ne donnent lieu qu'à une perte insignifiante, on l'évalue à 1 p. °/₀ de la quantité du cuivre contenu dans le minerai, soit $2^k,5$ par tonne de ce dernier; la perte totale serait de $4^k,1$, alors que dans la formule d'achat on compte sur 20 kilogrammes; la comparaison de ces chiffres montre tout l'avantage du nouveau procédé pour les matières actuellement traitées. Il peut également s'appliquer, dans des conditions aussi favorables, pour le traitement des minerais plus pauvres que ceux dont il vient d'être question; il en est de même pour les mattes riches argentifères, venant d'Amérique, que l'on se propose d'utiliser sur une vaste échelle à l'usine de Pont-Saint-Martin. Eventuellement on pourrait y traiter des minerais de

cuivre très complexes, parmi lesquels il faut ranger les minerais sulfurés dits « impurs », comme par exemple le *cuivre gris* dont la formule chimique est, dans l'espèce, connue en minéralogie sous le nom de Tétraédrite ou Panabase : $4(Cu^2, Fe, Ag^2, Zn, Hg) S + (Sb, As)^2 S^3$, et dont le prix de vente est toujours très peu élevé par suite de la grande difficulté du traitement métallurgique par la voie sèche. Par le procédé électrolytique, on obtient une séparation complète des métaux et on bénéficie du moindre coût des minerais. Leur emploi serait surtout avantageux si ces derniers contenaient une certaine quantité d'or ou d'argent dont on ne tient pas compte dans le prix d'achat par suite de leur minime proportion ; leur présence ne gêne nullement l'opération de l'électrolyse et la grande valeur des produits secondaires compenserait largement les dépenses spéciales que leur extraction nécessiterait.

Il serait prématuré de vouloir établir actuellement un prix de revient sérieux, l'usine n'est pas encore installée pour marcher dans des conditions absolument normales, et chaque jour, pour ainsi dire, voit se produire une modification plus ou moins importante pour résoudre une difficulté d'application nouvelle ou pour améliorer les installations existantes ; il ne faut pas perdre de vue que l'on se trouve ici dans la première application réellement sérieuse de l'électricité à la métallurgie, tout ce qui s'était fait antérieurement ailleurs par les autres procédés n'était pas à comparer avec ce qui se pratique dans les usines de Casarza et de Pont-Saint-Martin. Malheureusement, il faut compter sur certains éléments étrangers à la science électrique : le marché du cuivre est aussi fortement atteint que celui des autres métaux, d'un autre côté c'est avec une extrême méfiance que les capitaux

affluent dans des affaires nouvelles où tout est à créer et à modifier sans cesse dans la suite avant d'arriver à une solution plus ou moins définitive.

Dans une étude très longue, faite par M. V. Zoppetti, ingénieur en chef au corps des mines d'Italie, sur le procédé Marchese, le prix de revient du traitement électrique est évalué à 210 francs par tonne de cuivre, tandis que par le procédé de la voie sèche on doit compter sur une somme de 300 à 350 francs, il en résulterait une notable économie par l'emploi du nouveau procédé. Je ferai remarquer que l'auteur avait principalement en vue le travail qui s'effectuait à l'usine de Casarza, la seule alors en activité. En tous cas, à la différence entre les deux chiffres précédents, il faudrait ajouter la moindre perte de métal, l'obtention d'un produit de qualité supérieure, etc., pour évaluer le bénéfice à réaliser.

Indépendamment de la possibilité d'utiliser des forces naturelles pendant une grande partie de l'année, on dispose à Pont-Saint-Martin d'une population ouvrière dont les exigences sont très limitées. L'usine compte 100 ouvriers environ de toute espèce et pour les deux postes de travail de la journée ils gagnent en moyenne fr. 2-50 par jour : les manœuvres 2 francs et les bons ouvriers 3 francs. On voit par ces chiffres que, pour une tonne de cuivre, la main-d'œuvre quotidienne s'élève déjà à 250 francs et il faut y ajouter la consommation de charbon, les frais généraux, etc., ce qui double certainement le chiffre indiqué par M. Zoppetti, mais l'augmentation de la production n'aura pas comme corollaire une augmentation proportionnelle du nombre d'ouvriers et quand elle atteindra cinq tonnes par jour, il est possible que l'estimation susdite se rapprochera beaucoup de la vérité.

La plus grande activité règne dans les travaux de

construction des nouveaux bâtiments destinés notamment à abriter un grand nombre de bassins d'électrolysation dans lesquels on fera circuler les courants électriques que fourniront les dynamos dont on va effectuer les placements dans la halle prête à les recevoir depuis longtemps déjà. Le plan d'ensemble (pl. I) accompagnant ce rapport renseigne toutes les installations déjà érigées, celles en cours d'exécution et même celles projetées pour être réalisées dans un délai plus ou moins éloigné.

Le raccordement à la station du chemin de fer sert pour le transport des matières premières et des produits de l'usine depuis l'ouverture de la ligne d'Ivrée à Aoste; sur le raccordement la traction se fait à l'aide de chevaux.

Pour donner une idée de l'activité déployée dans l'agrandissement de l'usine, il suffira de signaler que l'entrepreneur chargé de ces travaux occupait un personnel quotidiennement de 200 ouvriers.

L'éclairage électrique de la nouvelle usine sera une conséquence forcée du nouveau mode de traitement métallurgique, l'électricité doit jouer dans cette circonstance un rôle aussi prépondérant que possible. Actuellement l'installation d'éclairage est aussi modeste qu'on peut l'imaginer et elle n'est que tout à fait provisoire. On dispose seulement d'une trentaine de lampes à incandescence de 10 bougies chacune réclamant un courant de 100 volts et de $0^{amp.},55$ chacune. La dynamo activée par les arbres des turbines est du système Siemens et est compound; les lampes sont du système Edison. La force motrice nécessaire pour cet éclairage est d'environ deux chevaux. Cette installation ne présente pas assez d'intérêt pour s'y arrêter plus longuement.

Il résulte de la visite faite à l'usine de Pont-Saint-

Martin que la question du traitement des minerais de cuivre par l'électricité paraît avoir reçu actuellement, grâce aux études persévérantes de M. l'ingénieur Eugène Marchese, une solution réellement industrielle et que le succès du nouveau procédé ne pourra que s'accentuer dans un avenir assez rapproché. M. Marchese ne croit son procédé actuellement applicable, avec avantage certain sur les anciens modes de traitement, que pour les minerais de cuivre; pour le plomb et le zinc, la solution pratique du problème serait prématurée; du reste, M. Marchese n'a pas eu l'occasion d'étudier pratiquement cette nouvelle question. Ce serait plutôt dans un pays comme la Belgique qu'elle devrait être examinée, mais il est difficile de faire comprendre à des métallurgistes consommés qu'il peut y avoir intérêt d'étudier et même qu'il peut exister d'autres moyens, sauf dans les laboratoires, que ceux actuellement en usage; l'idée de la réduction par fusion est trop enracinée dans les esprits par une pratique remontant à l'origine de l'industrie pour acquérir la conviction nécessaire, la foi, en un mot, dans le nouveau procédé.

Liége, le 1er décembre 1886.

# MÉLANGES

## I. — Travaux de la Commission instituée en Angleterre pour l'étude des accidents dans les mines. — Compte-rendu par M. G. Schorn, ingénieur principal des mines, chef du service spécial du grisou.

Le gouvernement anglais a institué, par décrets royaux des 12 février et 24 mars 1879, une Commission (1) chargée d'étudier les causes des accidents dans les mines et de rechercher les moyens de les prévenir, ou d'en atténuer les conséquences ; cette étude devait porter plus spécialement sur les points suivants :

Influence des fluctuations de la pression atmosphérique sur le dégagement du grisou ;

Examen des appareils pouvant servir à déceler la présence du gaz ; et, en général, détermination des observations qu'il conviendrait de faire régulièrement au sujet de l'état de l'atmosphère dans la mine ;

Procédés d'aérage et d'éclairage ;

Emploi des explosifs.

La Commission s'occupa d'abord de visiter un certain nombre de mines de houille qui avaient été le théâtre des plus graves accidents de ces dernières années, et encore d'autres mines, remarquables par la perfection de leurs installations. En même temps, elle ouvrit une enquête dans laquelle furent entendus, outre les douze inspecteurs royaux des mines de houille et les deux inspecteurs des districts uniquement métallifères, des ingénieurs et directeurs de mines des diverses

(1) La Commission se composait de : M. Warington Smyth, *président ;* lord J.-L. Lindsay (depuis, comte Crawford and Balcarres); sir George Elliot et M. Thomas Burt, membres du Parlement; les professeurs Frederick A. Abel, John Tyndall et R.-B. Clifton; MM. Thomas Lewis et Lindsay Wood, industriels.

parties du pays, au nombre de quarante-et-un en tout, et vingt ouvriers délégués par les associations ouvrières des principaux bassins miniers.

L'enquête a pris vingt-neuf séances, du 31 mars 1879 au 24 juin 1880; une trentième séance a été tenue le 28 novembre 1882; les procès-verbaux détaillés, dont les vingt-neuf premiers ont été publiés en septembre 1881 comme annexes à un rapport préliminaire, occupent 480 pages de texte in-4° compact. Quelqu'intéressante que soit cette enquête, je n'entreprendrai pas d'en donner même un aperçu; les faits les plus importants se trouvent reproduits dans le rapport final de la Commission; en analysant celui-ci, j'aurai l'occasion de mentionner quelques détails extraits du compte-rendu de l'enquête.

La Commission jugea nécessaire de procéder à des expériences approfondies sur les lampes de sûreté; elles se décomposent en trois séries : dans la première, de novembre 1880 à fin juin 1881, le siège des expériences était la mine de Garswood hall, à Wigan, près Manchester, appartenant à MM. Smethurst et C^ie^, où existait un puissant soufflard de grisou, capté et amené à la surface. Plus tard, l'appareil d'essai fut transporté à une houillère appartenant à la firme Glamorgan Coal C°, à Llwynypia (Sud Galles); cette houillère possédait également une source de grisou qui servit aux expériences, du 21 décembre 1881 au 4 août 1882. En dernier lieu, éprouvant le besoin de compléter encore l'étude du sujet; comme le soufflard de Llwynypia tendait à s'épuiser, la Commission fit installer un nouvel appareil à l'arsenal royal de Woolwich pour opérer au moyen du gaz d'éclairage, qu'il y avait lieu, d'après les expériences précédentes, de considérer comme tout aussi convenable pour cet usage que le grisou naturel.

Outre les lampes usuelles, la Commission a eu à essayer divers systèmes de lampes plus ou moins nouveaux, présentés par près de cinquante inventeurs différents; la plupart ne sont, à vrai dire, que des modifications, souvent assez insignifiantes, des types Davy, Clanny ou Mueseler.

Le rapport final de la Commission est daté du 15 mars 1886; c'est de ce rapport que je vais m'occuper.

## GÉNÉRALITÉS.

La Commission commence par constater que les deux causes d'accidents les plus meurtrières sont: en premier lieu, et de beaucoup la plus

mportante, les chutes de pierres ou de charbon; ensuite, les explosions de grisou, avec ou sans intervention des poussières charbonneuses. Le tableau suivant donne les chiffres concernant la dernière période décennale :

| ANNÉES. | NOMBRE D'OUVRIERS TUÉS PAR DES | | | | NOMBRE DE VICTIMES (TUÉS) des explosions les plus importantes COMPRISES DANS LES CHIFFRES CI-CONTRE. |
|---|---|---|---|---|---|
| | explosions de grisou. | éboulements. | causes diverses. | accidents de toute nature. | |
| 1875 | 288 | 459 | 497 | 1,244 | 143 tués à Swaithe Main colliery (Yorkshire); 43, 23 et 16 victimes dans 3 autres coups de feu. |
| 1876 | 95 | 449 | 389 | 933 | 23 tués par une explosion. |
| 1877 | 345 | 448 | 415 | 1,208 | 207 victimes à Blantyre (Ecosse); 36 dans une autre explosion. |
| 1878 | 586 | 469 | 358 | 1,413 | 268 à Abercarne (Monmouthshire); 189 à Wood Pit (Lancashire Ouest); 23 et 17 dans 2 autres cas. |
| 1879 | 184 | 426 | 363 | 973 | 63 à Dinas (Sud Galles); 28 et 21 dans deux autres explosions. |
| 1880 | 499 | 462 | 357 | 1,318 | 164 à Seaham (Durham); 120 à Risca (Monmouth); 101 à Penygraig (Sud Galles); 62 à Leycett (Staffordshire). |
| 1881 | 116 | 450 | 388 | 954 | 48 et 25 ouvriers tués par deux explosions. |
| 1882 | 250 | 468 | 408 | 1,126 | 74 à Trimdon Grange (Durham); 37, 45, 23 et 13 ouvriers tués respectivement par 4 autres accidents. |
| 1883 | 134 | 469 | 451 | 1,054 | 68 tués à Altham (Lancashire); 20 dans une autre mine. |
| 1884 | 65 | 482 | 395 | 942 | Deux des explosions ont causé la mort de 14 personnes chacune. |
| Totaux. | 2,562 | 4,582 | 4,021 | 11,165 | |

On voit qu'en moyenne, pendant ces dix ans, sur cent ouvriers tués, vingt-trois l'ont été par des explosions, quarante-et-un par des éboulements, et trente-six seulement par toutes les autres causes réunies. Je donnerai tantôt une autre statistique, embrassant la période de 1850 à 1880, qui fait également ressortir la prédominance des deux mêmes causes d'accident.

La Commission déduit de là que l'un des points les plus importants à considérer pour chercher à réduire le nombre des accidents, c'est le mode d'éclairage et le choix de la lampe de sûreté à adopter; il faut avant tout que celle-ci soit d'une disposition telle qu'elle ne puisse communiquer le feu à un mélange gazeux explosif, au moins dans les circonstances habituelles de la pratique; cette condition *sine qua non* étant remplie, il est d'un haut intérêt que la lumière obtenue soit la plus vive possible, pour permettre à l'ouvrier d'apercevoir facilement les parties dangereuses qui existeraient dans le toit ou dans la couche elle-même, et de se mettre ainsi à l'abri des éboulements.

L'emploi de la poudre et d'autres explosifs, ainsi que la possibilité de remplacer ces auxiliaires, d'une manière plus ou moins complète, par des procédés mécaniques ou autres, sont des sujets qui méritent aussi de fixer sérieusement l'attention, surtout au point de vue du danger de l'inflammation de la poussière de charbon par les coups de mine. Comme une proportion très minime de grisou, mélangée à l'air ambiant, paraît suffire pour permettre l'inflammation de la poussière, il serait désirable de posséder un appareil indiquant la présence du grisou dans l'atmosphère avec plus de sensibilité et d'une manière plus précise que le procédé actuel, consistant à examiner la flamme de la lampe.

L'examen de ces questions importantes occupe la plus grande partie du rapport (chap. V à IX inclus). Le premier chapitre, après les considérations générales ci-dessus résumées est consacré à la discussion des méthodes d'exploitation et de ventilation; les trois suivants et les deux derniers (X et XI) aux accidents par éboulements et causes diverses autres que les explosions. Celles-ci étant le sujet qui nous intéresse le plus, je le traiterai assez en détail; je vais d'abord donner quelques indications sur les autres points que je viens de mentionner.

### MÉTHODES D'EXPLOITATION.

Je passerai rapidement sur ce point, qui n'est d'ailleurs traité d'une manière un peu approfondie que dans l'enquête du rapport prélimi-

naire. On sait que les gisements anglais diffèrent beaucoup des nôtres, et surtout de ceux de nos mines très grisouteuses; il est naturel qu'il en soit de même du mode d'exploitation. L'allure en dressant n'existe que très exceptionnellement dans ce pays; en plat, la pente est généralement modérée. D'autre part, on exploite le plus ordinairement des couches épaisses qui ne fourniraient pas assez de pierres pour un remblai complet, et le chiffre élevé de la production ne permet guère de songer à amener de la surface tous les déblais nécessaires. C'est donc par l'affaissement du toit que se comble le vide formé, et une grande partie de l'art de l'ingénieur consiste à conduire le déhouillement de manière à donner à cet affaissement une certaine régularité. Deux systèmes sont en présence dans les différents bassins; l'un est l'ancien système des piliers repris, qui a reçu d'importants perfectionnements et qui compte de nombreux partisans parmi les hommes les plus éclairés. L'autre, dit *long wall* ou *long work*, consiste à déhouiller complètement la couche en avançant; lorsqu'on n'a pas assez de pierres pour faire un remblai complet, on maintient seulement les voies au moyen de murs en pierre sèche et on laisse descendre le toit dans l'intervalle. Les partisans de ce système n'ont pas moins d'autorité que ceux du premier, tant comme nombre que comme connaissances; l'un des principaux arguments qu'ils invoquent, c'est que l'on est dispensé de recourir à la poudre pour l'abatage du charbon, à cause de la pression exercée par le toit qui, en s'affaissant dans la partie déhouillée, disloque en avant le charbon du ferme.

### VENTILATION.

La production d'un courant d'air aussi fort que les besoins de la mine le demandent est un problème résolu, dit la Commission, qui, par suite, n'a pas eu à s'occuper de rechercher, à ce point de vue, des améliorations à l'état de choses existant.

Deux systèmes sont employés pour déterminer l'appel de l'air : les foyers au fond de la mine et les ventilateurs mécaniques; bien que l'introduction de ceux-ci ne date pas de beaucoup plus de vingt-cinq ans, il en existe un très grand nombre auxquels on a donné souvent des dimensions colossales à cause des énormes volumes d'air nécessités par l'importance de la production. On cite comme remarquables :

Parmi les ventilateurs à force centrifuge enveloppés :

· Un Guibal de 15m,25 de diamètre sur 3m,65 de largeur, et un autre de 14 mètres sur 4m,50;

Un ventilateur Leeds (Guibal à double ouïe) de 12$^{m}$,20 de diamètre et 3 mètres de largeur.

Ventilateurs à force centrifuge à pourtour libre :

Le Waddle, de 12$^{m}$,80 à 13$^{m}$,70 de diamètre ; ce ventilateur, assez répandu, est formé d'ailes comprises entre deux joues ou faces latérales circulaires, l'une conique, dans laquelle se trouve l'ouïe, l'autre plane ; la largeur, pour le plus grand diamètre indiqué ci-dessus, serait d'environ 1$^{m}$,35 au centre et 0$^{m}$,38 seulement à la périphérie ;

Le Rammell, de 9$^{m}$,77 de diamètre.

Comme ventilateur centrifuge à grande vitesse, le Schiele, de 3$^{m}$,65 à 4$^{m}$,65 de diamètre, attaqué par courroie et faisant de 120 à 160 tours par minute.

Enfin, parmi les pompes pneumatiques :

L'appareil Struvé, de 5$^{m}$,55 de diamètre sur 2$^{m}$,10 de course ;

L'appareil Nixon, avec deux pistons rectangulaires de 8$^{m}$,85 sur 6$^{m}$,40 et 2$^{m}$,10 de course ; M. Nixon dit que son appareil donne environ 47 mètres cubes par seconde en marchant à 6 1/2 coups par minute ;

L'appareil Cooke, composé de deux tambours de 4$^{m}$,55 tournant dans une enveloppe de 6$^{m}$,70 de diamètre ;

En dernier lieu, l'appareil Roots ; l'un de ces appareils a deux tambours de 7$^{m}$,60 sur 3$^{m}$,95, dimensions tout à fait exceptionnelles pour ce système.

Quant aux foyers d'aérage, je ferai observer qu'à première vue on ne peut guère s'empêcher de trouver bien imprudent l'emploi d'un semblable moyen dans une mine assez fortement grisouteuse, surtout lorsque la totalité ou la plus grande partie de l'air de la mine passe sur le foyer. Souvent, il est vrai, celui-ci est alimenté par une prise d'air pur faite directement au pied du puits d'entrée, tandis qu'une voie spéciale dite *dumb drift*, amène le courant d'air de retour dans le puits d'appel à une hauteur suffisante au dessus du foyer pour écarter toute possibilité d'inflammation du grisou que pourrait contenir ce courant.

D'autres fois, le foyer est alimenté par une ou plusieurs des branches du courant d'air que l'on juge moins exposées à se trouver chargées du gaz inflammable. Mais il y a aussi des exemples nombreux, surtout dans le nord de l'Angleterre, où l'on considère cette dernière précaution elle-même comme superflue.

Il ne paraît pas, d'ailleurs, qu'il se soit jamais produit aucun accident grave par suite d'une inflammation du gaz sur le foyer d'aérage ; et l'on

s'explique cette immunité quand on songe aux quantités d'air exubérantes qui arrivent aux puits d'appel. Dans la plupart des mines importantes ventilées par le moyen de foyers dont la surface de grille va de 4 1/2 à 8 mètres carrés, ce volume est de 90 à 100 mètres cubes par seconde, et l'on cite dans plusieurs cas des chiffres de 120, 140 et jusqu'à 190 mètres cubes par seconde. C'est précisément cette puissance d'aspiration presqu'illimitée des foyers qui leur fait souvent donner la préférence sur les ventilateurs, surtout dans les mines profondes, où l'effet du foyer est nécessairement plus grand. Le volume d'air fourni par un ventilateur est généralement en dessous de 50 mètres cubes par seconde; cependant, on trouve plusieurs exemples où ce volume est de 80 à 90 mètres cubes, et l'on rapporte même un chiffre de 118 mètres par seconde.

La Commission signale le danger que le ventilateur soit mis hors de service par une explosion survenant dans la mine; elle recommande, à ce point de vue, de placer l'appareil à une assez grande distance du puits d'appel, et en même temps de n'établir sur l'orifice de celui-ci qu'une fermeture assez légère; ou, mieux encore, d'avoir un ventilateur ou au moins un moteur de rechange; c'est une précaution qui a reçu en Angleterre d'assez fréquentes applications.

La Commission, comparant, au point de vue de l'efficacité de la ventilation, les mines de la Grande-Bretagne à celles du continent, estime que les premières n'ont, sous ce rapport, rien à envier aux dernières. Le cube d'air total est, en général, beaucoup plus fort dans les houillères anglaises; il est vrai que 25 à 50 p. °/₀ de ce cube se perdent par filtration ou sont détournés pour d'autres besoins avant d'arriver aux fronts d'abatage; mais, du moment où le courant qui balaie ceux-ci est largement suffisant pour diluer tous les gaz nuisibles qui s'y dégagent, on ne peut pas considérer comme perdu le restant du volume; il a, entre autres, l'utilité d'empêcher la stagnation de gaz dans les vides des parties déhouillées.

La Commission recommande beaucoup le système de la division de l'aérage qui, d'ailleurs, se répand de plus en plus, en opposition à l'ancien système dans lequel un même courant d'air effectuait quelquefois un parcours atteignant 30 et jusqu'à 50 kilomètres. En cas d'explosion, la division a cet avantage important de limiter les conséquences de l'accident, les ouvriers des quartiers autres que celui où l'inflammation a pris naissance restant ordinairement indemnes.

La Commission examine aussi le principe de l'aérage ascensionnel; tout en reconnaissant le mérite, elle ne le considère pas comme applicable généralement dans les mines de la Grande-Bretagne. Elle ne croit pas qu'il soit possible, comme cela a été différentes fois proposé, de fixer d'une manière absolue un certain volume d'air minimum, à calculer d'après le nombre d'ouvriers, de lampes et de chevaux, ou d'après l'étendue des travaux, ou encore d'après le chiffre de la production; les circonstances sont trop variables d'une mine à l'autre, et même dans une mine donnée, à différentes époques, pour qu'une règle invariable puisse être pratiquement utile.

## ACCIDENTS EN GÉNÉRAL.

Comme il a déjà été dit, ce sont les éboulements qui donnent le plus large contingent de victimes; M. Dickinson a fourni à la Commission une statistique s'étendant de 1851 à 1880 inclus et renseignant le nombre d'ouvriers tués, comparativement au nombre total d'ouvriers employés tant à la surface que dans la mine; les accidents sont classés sous cinq rubriques :

Explosions de grisou;
Eboulements;
Accidents dans les puits;
Divers dans les travaux souterrains;
Divers à la surface.

Je reproduis seulement les chiffres moyens de chaque période décennale :

| | NOMBRE D'OUVRIERS TUÉS PAR LES ACCIDENTS. | | | | | | NOMBRE D'OUVRIERS occupés. |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | Explosions de grisou. | Éboulements. | Dans les puits. | DIVERS. | | TOTAL. | |
| | | | | Fond. | Surface. | | |
| **Période de 1851 à 1860.** | | | | | | | |
| Moyennes annuelles | 244 | 377 | 212 | 119 | 50 | 1,002 | 246,032 |
| Par 1000 ouvriers occupés | 0.99 | 1.53 | 0.86 | 0.48 | 0.20 | 4.07 | |
| Par cause d'accident | 24 | 38 | 21 | 12 | 5 | 100 | |
| **Période de 1861 à 1870.** | | | | | | | |
| Moyennes annuelles | 227 | 416 | 151 | 192 | 77 | 1,063 | 319,240 |
| Par 1000 ouvriers occupés | 0.71 | 1.30 | 0.47 | 0.60 | 0.24 | 3.33 | |
| Par cause d'accident | 21 | 39 | 14 | 18 | 7 | 99 | |
| **Période de 1871 à 1880.** | | | | | | | |
| Moyennes annuelles | 269 | 451 | 135 | 190 | 90 | 1,135 | 482,183 |
| Par 1000 ouvriers occupés | 0.56 | 0.94 | 0.28 | 0.39 | 0.19 | 2.35 | |
| Par cause d'accident | 24 | 40 | 12 | 17 | 8 | 101 | |

Il ressort de ces chiffres une décroissance marquée et persistante dans le nombre des morts causées par les accidents de toute espèce, comparativement au chiffre de la population ouvrière; la même décroissance se retrouve encore si l'on compare le nombre des victimes à la production de charbon; ainsi, il y a eu en 1873, première année de la mise en vigueur de la loi actuelle sur les mines, 491 ouvriers tués pour 134,041,000 tonnes extraites, et en 1884 seulement 482 tués pour 174,873,000 tonnes, soit respectivement 291,326 tonnes et 362,806 tonnes extraites pour chaque ouvrier tué, ou autrement, 3 43/100 et 2 76/100 victimes par million de tonnes extraites.

Cette notable amélioration provient presque exclusivement des accidents des trois premières catégories. En ce qui concerne les éboulements, l'enquête a fait voir une divergence d'opinions absolue au sujet de l'organisation à employer pour l'établissement du boisage :

Dans le nord de l'Angleterre, le boisage, aussi bien des tailles que des galeries, est généralement placé par des préposés spéciaux appelés *deputies*, qui ont en même temps certaines attributions de surveillance; les ouvriers ont à leur disposition les étançons nécessaires pour se protéger en cas de danger survenant inopinément en l'absence du *deputy*.

Dans le sud du pays de Galles et le Lancashire, où le toit des couches semblerait être beaucoup plus dangereux, le système opposé prévaut; le boisage est fait exclusivement par les ouvriers abatteurs, tout au moins dans les tailles.

Il existe naturellement entre ces deux extrêmes une quantité de systèmes intermédiaires participant plus ou moins de l'un ou de l'autre. La Commission, en signalant ces divergences, conclut qu'il est impossible de tracer à cet égard une règle générale, et qu'il faut tenir compte des circonstances qui se présentent dans chaque cas particulier, en apportant toujours, quel que soit le système adopté, le plus grand soin à l'établissement d'un bon soutènement.

Elle mentionne à cette occasion divers systèmes d'étançons ou de cadres en fer qui ont été proposés pour le soutènement, soit provisoire, soit permanent; leur application ne paraît pas avoir dépassé la limite d'un essai. En même temps, elle signale avec éloge un mode d'étançonnage spécial dont l'emploi a pris un assez grand développement; il consiste en piliers carrés d'environ $0^m,60$ de côté (appelés *chocks*, *cogs* ou *nogs*, suivant les localités), formés de pièces de bois équarries,

semblables aux traverses de nos petits chemins de fer, que l'on empile deux à deux les unes sur les autres, en les entrecroisant à leurs extrémités. On emploie le bois tendre pour le soutènement permanent, le bois dur pour les *chocks* destinés à être enlevés à mesure de l'avancement; ces derniers sont posés sur une couche de menu charbon. Ce procédé me paraît pouvoir trouver quelquefois une application dans certaines mines belges.

Les accidents dans les puits ont diminué dans une proportion considérable, ce qui atteste les perfectionnements réalisés dans les procédés de translation des ouvriers; la proportion de ces accidents est remarquablement faible, si l'on tient compte que 420,000 hommes ont à descendre et à remonter chaque jour. On cite notamment les deux exemples suivants :

A la mine Navigation and Deep Duffryn (Sud Galles), 1,200 hommes ont été descendus à 390 mètres de profondeur pendant vingt ans à un puits et dix-huit ans à l'autre, en moyenne 4 1/2 jours par semaine, ce qui représente en tout près de six millions de voyages, descente et remonte, sans un seul accident.

A la mine de Rosebridge, près Manchester, où la translation des ouvriers dans les puits a lieu avec une vitesse *moyenne* de $13^m,30$ par seconde (800 yards en 55 secondes; les cages sont guidées par des câbles métalliques), aucun accident mortel ne s'est produit en vingt-et-un ans; la profondeur du puits était de 550 mètres pendant les onze premières années et de 730 mètres en dernier lieu.

Quant aux appareils de sûreté destinés à empêcher les accidents résultant du bris du câble ou de l'ascension de la cage aux poulies, il résulte de l'enquête que les parachutes sont repoussés par la presque unanimité des hommes de l'art, pour le double motif qu'ils ne fonctionnent pas toujours lorsqu'on en aurait besoin et, inversement, fonctionnent assez souvent à contretemps; on préfère s'en rapporter au bon entretien et aux soins donnés à la visite des câbles. Les évite-molettes, au contraire, et plus spécialement les crochets de sûreté, destinés à détacher le câble lorsque la cage atteint les poulies, sont vus avec assez de faveur; cependant plusieurs directeurs, bien qu'employant ces engins, leur font le reproche de porter les machinistes à se relâcher de l'attention nécessaire.

La décroissance, si tant est qu'elle existe, est peu marquée pour les accidents classés comme « divers ». En ce qui concerne ceux de ces

accidents qui se sont produits dans les travaux souterrains, la Commission fait remarquer que les trente dernières années ont vu s'accomplir une révolution radicale dans les procédés de transport souterrain : jadis, les quantités mises en mouvement étaient relativement faibles, et l'on n'employait guère d'autre travail que celui des hommes ou des chevaux; actuellement, il existe un très grand nombre d'installations de traînage mécanique, transportant un tonnage énorme ; les trains, remorqués au moyen de câbles ou de chaînes par de puissantes machines, marchent souvent à la vitesse de 11 à 16 kilomètres à l'heure. Il y a là un danger spécial, qui demanderait peut-être à être combattu par des mesures plus efficaces que celles adoptées jusqu'à présent. La Commission constate qu'en Prusse, le pays le plus comparable à la Grande Bretagne sous le rapport de l'importance de la production minérale et du chiffre de la population ouvrière, la statistique des accidents conduit à des observations analogues. En 1883, sur un nombre total de 286,233 ouvriers employés dans les mines de toute espèce, dont 184,000 dans les mines de houille, la proportion générale du nombre de tués était de 2.627 par mille, et de 3.265 en considérant les houillères seules. Les accidents causés par les éboulements, avec ceux qui sont occasionnés par le transport sur les plans inclinés et dans les voies de traction mécanique, figurent au premier rang comme nombre de victimes.

L'examen de la statistique des accidents donne à la Commission l'occasion de mettre en relief une observation faite dans l'enquête par beaucoup de témoins, parmi lesquels plusieurs inspecteurs du gouvernement et la plupart des ouvriers entendus, sur les mauvais effets qui pourraient résulter de restrictions trop grandes apportées à l'emploi des jeunes garçons à l'intérieur des mines. Il semblerait qu'il a existé autrefois d'assez graves abus sous ce rapport, car la loi de 1872 interdit d'une manière absolue le travail des enfants en dessous de 10 ans; ceux de 10 à 12 ans ne peuvent être admis dans les travaux souterrains qu'en présence de circonstances exceptionnelles dûment constatées, pendant un nombre d'heures strictement limité, et sous réserve de certaines conditions de fréquentation scolaire. Enfin les garçons de 12 à 16 ans ne peuvent travailler plus de dix heures en un jour, y compris le temps de la descente et de la remonte, ni plus de cinquante-quatre heures en tout en une semaine.

Quelques témoins paraissent trouver que la loi a été trop loin, d'autres pensent qu'on ne doit du moins pas aller plus loin en cette

matière, par le motif que l'inexpérience et le manque d'habileté professionnelle des ouvriers mineurs sont la cause d'un grand nombre des accidents individuels, et que, pour acquérir la capacité voulue, il faut que les jeunes gens qui se destinent au métier de mineur commencent leur apprentissage d'assez bonne heure.

Les chiffres suivants font voir la diminution produite dans le nombre de jeunes garçons employés aux travaux souterrains depuis l'application de la loi.

| | 1873 (128.680,000 tonnes) | | 1874 (160,760,000 tonnes) | |
|---|---|---|---|---|
| | Nombre total. | Par million de tonnes extraites. | Nombre total. | Par million de tonnes extraites. |
| Garçons de 12 à 13 ans . . . | 11,309 | 87.8 | 3,364 | 20.8 |
| Id. 13 à 16 ans . . . | 45,931 | 356.9 | 37,032 | 230.8 |
| Hommes au dessus de 16 ans . | 320,209 | 2488.4 | 381,497 | 2373.1 |
| Total des ouvriers. . . | 377,449 | 2933.1 | 421,893 | 2624.2 |

## DU GRISOU.

Ce chapitre débute par un ensemble de considérations sur la constitution du grisou que l'on rencontre dans les mines, et les propriétés des mélanges inflammables à divers degrés qu'il forme avec l'air. La Commission admet comme démontré par les nombreuses analyses qui ont été faites à différentes époques que, au moins en Angleterre (1), le gaz, à sa sortie de la houille ou de la roche, est formé essentiellement de gaz des marais, ou méthane, pouvant être associé à une faible proportion d'azote ou d'acide carbonique. Il a donc été jugé superflu de procéder à une série d'analyses chimiques d'échantillons de grisou de provenances variées. Les gaz des deux soufflards qui ont servi aux expériences sur les lampes ont seuls été analysés ; leur composition a été trouvée comme suit :

(1) Cette réserve me paraît assez justifiée, car Bischof (*Mémoire à l'Académie de Bruxelles sur l'aérage des mines*, 1840), a trouvé dans du gaz pur recueilli à Saarbruck tout près de 15 p. °/₀ d'azote, quantité qui est loin d'être négligeable.

| | GARSWOOD HALL. | | LLWYNYPIA. | |
|---|---|---|---|---|
| | 1er échant. | 2e échant. | 1er échant. | 2e échant. |
| Gaz des marais. . . . | 84,16 | 88,86 | 42,44 | 93,01 |
| Acide carbonique . . . | 0,86 | 0,86 | 0,49 | 0,27 |
| Air atmosphérique . . | 12,64 | 8,01 | 53,00 | 3,71 |
| Azote en excès. . . . | 2,34 | 2,27 | 4,07 | 3,01 |
| | 100,00 | 100,00 | 100,00 | 100,00 |

ou, en faisant abstraction de l'air atmosphérique mêlé au gaz :

| | | | | |
|---|---|---|---|---|
| Gaz des marais. . . . | 96,34 | 96,59 | 90,30 | 96,58 |
| Acide carbonique . . . | 0,98 | 0,94 | 1,04 | 0,29 |
| Azote . . . . . . . | 2,68 | 2,47 | 8,66 | 3,13 |
| | 100,00 | 100,00 | 100,00 | 100,00 |

Le premier échantillon de Llwynypia avait été pris au réservoir établi à la surface, le second au tuyau qui amène le gaz de la mine à la surface, et avant qu'il ait pu se mélanger à une quantité d'air notable. L'analyse du n° 2 doit donc inspirer plus de confiance que l'autre, qu'il convient probablement d'écarter; ainsi le gaz de Garswood hall et celui de Llwynypia, à l'état pur, seraient identiques.

L'idée, assez répandue dans les divers pays charbonniers, de l'existence de certains gaz naturels plus dangereux que d'autres, reposerait sur une fausse interprétation de faits réels; mais un même gaz peut, suivant les circonstances, se montrer plus ou moins dangereux.

Si on suppose que le grisou enfermé dans les cellules de la houille soit du gaz des marais en mélange avec une certaine proportion d'acide carbonique et d'azote, le gaz qui se dégagera en premier lieu d'une surface fraîchement découverte devra, d'après les lois qui régissent la diffusion des gaz à travers les corps poreux, être plus riche en gaz des marais; la partie qui s'échappera la dernière, contiendra proportionnellement plus d'acide carbonique et d'azote. Ainsi, déjà par cela même, le gaz qui se mélange au courant d'air au moment de l'abatage du charbon, et le gaz de même source qui s'est dégagé à la longue, s'est amassé et a séjourné dans les vides des parties déhouillées, ne présenteront pas la même composition, le premier devant contenir plus de parties inflammables que le second. De plus, après un certain temps, la composition de celui-ci sera encore altérée davantage par suite

des réactions chimiques que subissent les matières enfermées dans les vides abandonnés, réactions qui tendent généralement à désoxygéner en partie l'air mêlé au grisou, en remplaçant l'oxygène par de l'acide carbonique et laissant une certaine quantité d'azote en excès.

On appelle en Angleterre *grisou vif* (*quick gas* ou *sharp gas*, dit aussi *silver gas* ou gaz d'argent, suivant les localités), un gaz qui se rencontrerait spécialement dans certaines couches et qui est caractérisé par le fait qu'il ne donne pas d'auréole sur la flamme de la lampe, c'est-à-dire qu'en plaçant celle-ci près d'un front qui dégage un semblable gaz, à peine a-t-on eu le temps de constater un allongement presque imperceptible de la flamme que la lampe entière se remplit de feu. Le grisou de Garswood hall, entre autres, est réputé « vif ».

Au contraire, le grisou commun manifesterait sa présence par une auréole augmentant graduellement de volume jusqu'au moment où elle se transforme en une flamme remplissant toute la capacité de la toile métallique de la lampe Davy. Le fait signalé pour le gaz vif est bien incontestablement réel, mais la différence dans la manière dont le phénomène se manifeste dans les deux cas doit être attribué, suivant la Commission, à ce que, dans le premier, le gaz à l'état pur se présente brusquement à la flamme de la lampe, tandis que dans le second, il n'y arrive que déjà dilué par une certaine quantité d'air.

Ces considérations théoriques sont appuyées sur la comparaison des expériences faites à Garswood hall et à Llwynypia. A Garswood, le grisou emmagasiné dans le réservoir était à peu près pur ; aussi fallait-il opérer avec la plus grande précaution pour obtenir une auréole sur la flamme d'une lampe placée dans l'appareil d'essai, le gaz ne commençant à marquer que vers la proportion de 2 1/2 p. %, tandis qu'à 5 p. % ou un peu en dessous, il flambait dans la lampe. A Llwynypia, le gaz du réservoir, par suite de l'état défectueux de la conduite à la surface, était mélangé d'une grande quantité d'air, et on obtenait sans peine les diverses gradations de l'auréole, telles qu'on les observe dans la mine, en augmentant progressivement la proportion de gaz, pris au réservoir, depuis 6 jusqu'à 10 ou 11 p. %.

Un fait très important au point de vue de la pratique, c'est que la proportion de grisou nécessaire pour former avec l'air un mélange dangereux est plus faible qu'on ne le croit généralement, sur la foi d'expériences de laboratoire exécutées sur une trop petite échelle. En opérant dans l'eudiomètre, un mélange contenant moins de 7 p. % de son

volume de grisou n'est pas enflammé par l'étincelle; c'est vers 10 p. °/₀ (9.38 p. °/₀ correspondant à la combustion complète du méthane), que l'on obtiendra l'explosion la plus violente. Mais il n'en sera plus de même si on remplace l'eudiomètre et l'étincelle électrique par une lampe placée dans une galerie d'une certaine section où circule un courant d'air chargé de grisou. Déjà dans la lampe Davy, mais surtout dans les autres lampes où l'accès de l'air et l'échappement des produits de la combustion rencontrent plus d'obstacles, l'atmosphère qui entoure immédiatement la flamme, même dans l'air pur, est toujours viciée par une dose notable d'acide carbonique et de vapeur inflammable provenant de la combustion incomplète de l'huile. Si du grisou vient se mélanger à l'air, il se produit ces deux résultats que la quantité d'oxygène arrivant à la flamme est réduite, en même temps que la quantité d'acide carbonique formée est encore accrue. Dans ces conditions, le mélange à 10 p. °/₀, qui est à peu près le plus explosif à l'eudiomètre, contient trop peu d'oxygène pour nourrir la flamme, et à plus forte raison pour maintenir autour d'elle un mélange de gaz et de vapeur facilement inflammable. Les expériences de Garswood hall l'ont prouvé matériellement; on avait commencé par employer un mélange contenant 9 p. °/₀ de gaz du réservoir, ce qui correspondait à un peu moins de 8 p. °/₀ de grisou pur; la lampe Davy s'éteignait simplement dans ce mélange, bien que la vitesse du courant fût plus que suffisante pour déterminer l'explosion extérieure. On réduisit graduellement la proportion de gaz, et l'on trouva qu'en introduisant environ 6 1/4 p. °/₀ de celui-ci dans le courant d'air (5 1/2 p. °/₀ de grisou pur, d'après l'analyse chimique), on obtenait en réalité le mélange à peu près le plus explosif pour l'essai des lampes de sûreté. A Llwynypia, la proportion du gaz mélangé au courant d'air fut portée à 12 1/2 ou 13 p. °/₀, ce qui, d'après l'analyse chimique, représentait encore 5.30 à 5.50 p. °/₀ de gaz des marais pur.

Naturellement, si l'on considère seulement la violence des effets mécaniques produits, c'est le mélange à 10 p. °/₀, quand on l'allume par l'étincelle électrique ou par une flamme découverte, qui sera le plus explosif. Mais avec le mélange à 5 p. °/₀, l'inflammation, du moment où elle a commencé à s'y propager, prendra une énergie rapidement croissante, à mesure que la combustion développera une chaleur de plus en plus forte, et le phénomène dans une conduite d'une section suffisante, aura le caractère d'une violente explosion. Dans les

expériences de Llwynypia, la lampe Davy a donné lieu à une vive inflammation, le courant ne contenant guère que 4 1/4 p. °/o de gaz des marais ; une très forte explosion a été déterminée par une lampe Clanny avec 6 p. °/o seulement de grisou.

L'influence, sur l'inflammabilité d'un mélange gazeux de basse teneur, de la quantité de mélange sur laquelle on opère, et du volume de la flamme qui y est introduite, a été mise en évidence par des expériences au moyen de tubes de différents diamètres, contenant un mélange d'air et d'hydrogène protocarboné préparé chimiquement, ce dernier formant la proportion de 5 1/2 p. °/o du volume total. Le gaz n'était pas enflammé par l'étincelle électrique dans l'eudiomètre, ni par une bougie dans un tube de 45 millimètres de diamètre. Dans un tube de 76 millimètres, le gaz brûlait, mais seulement aux alentours de la flamme introduite dans le mélange ; en portant à 6 p. °/o la teneur en gaz des marais de celui-ci, l'inflammation se propageait rapidement dans toute l'étendue du tube de 76 millimètres.

La Commission trouve encore une confirmation de ces déductions dans les expériences des professeurs Kreischer et Winkler, de Freiberg, dans lesquelles, en soumettant une lampe Clanny à l'action d'un mélange tranquille d'air et de gaz des marais (aussi préparé chimiquement), il suffisait de 5 à 6 p. °/o de gaz pour éteindre la flamme de la lampe, le gaz continuant à brûler dans le chapeau en toile métallique, ce qui aurait naturellement amené l'explosion extérieure, si on avait opéré dans un courant d'une certaine vitesse, même modérée.

Il résulte de là que dans la mine il n'existe qu'une marge assez étroite entre le point où la présence du grisou dans l'atmosphère est à peine perceptible à la lampe et celui où cette atmosphère devient hautement dangereuse. Ce dernier point étant atteint lorsqu'elle contient environ 5 p. °/o de grisou, et la lampe n'indiquant guère la présence de celui-ci qu'à partir de 2 ou 2 1/2 p. °/o, on voit qu'il ne faut qu'une issue de gaz assez modérée pour franchir l'intervalle.

Une autre observation qui se rattache à ce qui précède, c'est que, si du grisou en quantité considérable vient à un moment donné se déverser dans le courant d'air qui parcourt un réseau de galeries ou de chantiers, on pourra trouver en un certain point un mélange au plus haut degré d'explosibilité, tandis que de part et d'autre, en descendant ou en remontant le courant, la teneur en gaz ira en augmentant ou en diminuant par suite des pertes ou des rentrées d'air. A une certaine dis-

tance, le mélange ne sera plus qu'à peine inflammable, d'un côté par l'excès, de l'autre par l'insuffisance de la quantité de grisou ; il sera cependant susceptible de prendre feu en un point quelconque de ce parcours. L'inflammation, une fois commencée, se propagera sur toute la longueur, avec des effets explosifs plus ou moins intenses d'un endroit à l'autre, suivant la composition du mélange qui s'y trouve; là où il y a excès de grisou, la combustion pourra donner lieu à la formation d'une certaine quantité d'oxyde de carbone, gaz éminemment vénéneux dès la proportion de 1 p. °/₀ en mélange avec l'air. Il n'a jamais été établi avec certitude que l'atmosphère de la mine à la suite d'une explosion ait contenu de ce gaz, mais il y a des cas où cela a paru fort probable.

La Commission s'occupe ensuite du mode de dégagement du grisou et des diverses circonstances qui peuvent l'amener plus ou moins subitement et en quantité plus ou moins grande dans l'atmosphère de la mine. Examinant l'influence possible des fluctuations de la pression atmosphérique, elle rapporte les recherches qui ont été poursuivies sur ce sujet à la mine Gabrielle, en Silésie autrichienne; l'observation continue du baromètre était combinée avec la détermination par l'analyse chimique, à intervalles réguliers, de la proportion de grisou dans l'air de la mine. En outre on a à plusieurs reprises fermé le puits d'entrée d'air en maintenant le ventilateur en marche, de manière à produire dans la mine un vide partiel, qui aurait augmenté la première fois dans la proportion de 40 p. °/₀, une seconde fois de 235 p. °/₀, le dégagement de grisou de la houille en ferme. La Commission fait des réserves au sujet de la confiance que l'on peut attacher aux déterminations anémométriques qui ont conduit à ce résultat; elle ajoute qu'en l'absence de renseignements plus précis, il est difficile de comprendre pourquoi les dépressions atmosphériques spontanées de même valeur que celle réalisée artificiellement n'auraient pas donné un accroissement égal de la quantité de gaz.

La Commission admet comme incontestable qu'une dépression atmosphérique peut faire épancher dans les ouvrages d'une mine une partie du grisou stagnant dans les vides des anciens travaux, et créer ains une situation dangereuse, peut-être même avant que le baromètre ait donné aucune indication. Mais pour l'appréciation de l'importance de cette cause de danger, on doit établir une distinction radicale entre les mines pourvues d'une ventilation active, assurée par des moyens éner-

giques, et celles où l'on ne dispose, pour l'aérage, que des causes naturelles, ou bien de moyens d'appel insuffisants. Dans ces dernières mines, il est évident qu'il y a lieu de tenir compte des phénomènes barométriques, thermométriques et hygrométriques. La Commission repousse la proposition de créer des stations météorologiques spéciales chargées de donner avis aux mines, comme cela se fait pour les ports de mer, des dépressions atmosphériques qui s'annoncent, d'abord parce que, dans l'état actuel de la science, elle ne croit pas à la possibilité de prédire ces dépressions avec quelque probabilité, ensuite parce que « la publication par voie officielle de semblables avertissements pour« rait avoir pour effet de faire estimer trop haut leur importance, et « par là de détourner le personnel de la vigilance incessante qu'il est « d'absolue nécessité d'exercer dans l'observation des précautions des« tinées à prévenir la formation d'accumulations de grisou ».

La Commission dit ce qui suit au sujet de la coïncidence de certaines explosions avec des dépressions barométriques :

« Quelques exemples frappants semblaient venir à l'appui de l'opi« nion que les explosions concordent avec des chutes barométriques « d'une amplitude ou d'une rapidité exceptionnelles, mais les preuves « invoquées pour établir que ce fait est général nous paraissent fort « incomplètes et absolument incertaines. En réalité, l'absence de rela« tion générale entre les catastrophes des houillères et les variations de « la hauteur barométrique est matériellement établie par les relevés « dressés par une partie des inspecteurs royaux des mines, par l'Asso« ciation des ingénieurs du Nord, ainsi que par M. Thomas Emberton, « dans des communications récentes adressées à l'Association du Mid« land.

« Il est évident qu'une mine peut être placée dans une situation dan« gereuse par une quantité de causes diverses, parmi lesquelles la « variation de la pression atmosphérique en représente une seulement ; « c'est probablement celle dont les effets sont le mieux connus, et qui, « par conséquent, est le moins à craindre dans une mine bien exploitée « et bien ventilée. Nous ne voudrions en aucune façon déconseiller « l'observation régulière du baromètre, mais nous considérons comme « étant à la fois anti-scientifique et sans valeur au point de vue pra« tique, la préoccupation de chercher à rattacher les explosions à cette « unique cause, et nous pensons que cette préoccupation ne peut que « détourner l'attention de causes de danger autres et peut-être plus « importantes. »

La plupart des témoins entendus dans l'enquête, tout en admettant en principe la possibilité qu'une dépression atmosphérique fasse sortir du grisou des vides, ne considèrent pas cette action comme pratiquement importante. Je mentionnerai ici quelques observations de M. A. Hewlett, directeur-général de la compagnie « Wigan Coal et Iron works » : Il met en doute l'existence d'une relation effective entre les explosions et les chutes barométriques ; du moins, dans les mines de sa Compagnie, il n'a pu constater, malgré des observations précises et prolongées, aucune influence des dépressions atmosphériques ; il estime qu'au lieu de se guider d'après la marche du baromètre, il est beaucoup plus sûr de maintenir en tout temps la ventilation la plus active possible. En réponse à l'argument tiré de ce que des explosions se produisent souvent à peu près simultanément dans différentes mines, il dit, d'abord que ces explosions survenant à quelques jours d'intervalle, ont lieu ordinairement sous des conditions atmosphériques différentes ; ensuite, que le même fait s'observe pour les autres catégories d'accidents, par exemple pour les éboulements, qui vont assez habituellement par groupes, sans que l'on puisse saisir aucun rapport entre les causes qui les ont amenés.

La Commission cite ensuite les intéressantes expériences de M. Hall, inspecteur des mines pour le district de Liverpool, entreprises spécialement pour vérifier l'opinion, très répandue en Angleterre parmi les ingénieurs des mines, qu'un coup de mine débourrant peut produire sur le front de la couche une aspiration suffisante pour en faire sortir une quantité relativement considérable de grisou. On explique théoriquement cet effet présumé en supposant la mine placée au front d'un chassage en veine à simple voie ; les gaz de la poudre, lorsque la mine fait canon, formant un jet d'une vitesse très considérable, à peu près suivant l'axe de la galerie, entraîneraient l'air que contient celle-ci, de manière à produire à l'extrémité du cul-de-sac une raréfaction assez grande de l'atmosphère.

M. Hall ajustait aussi hermétiquement que possible, dans un trou de sonde de $0^m,45$ de profondeur, un tube de fer de $0^m,10$ de diamètre et $1^m,20$ de long, contenant un piston étanche. En retirant brusquement celui-ci, on produisait dans le trou un certain degré de vide qui devait être indiqué par un manomètre adapté sur le tuyau, tout contre le front. En général, le manomètre n'a marqué aucun vide, parce que le grisou se dégageait assez rapidement pour suivre le mouvement du piston.

En refoulant ensuite celui-ci, le gaz se faisait jour à travers les clivages ou de minces fissures de la houille, et en l'allumant on obtenait toute une série de petites langues de flamme à la surface de la couche dans un rayon de 1m,20 à 1m,50 autour du trou de sonde.

Je ferai remarquer qu'il n'y a aucun rapport entre les expériences de Silésie, où le vide obtenu dans la mine a atteint au maximum 50 à 60 millimètres d'eau, et l'expérience de M. Hall, dans laquelle le retrait du piston devait amener un vide assez complet, dont l'action locale pouvait produire un effet relativement considérable. L'aspiration n'était, d'ailleurs, qu'instantanée, et il est vraisemblable que si on l'avait répétée un certain nombre de fois de suite, la quantité de gaz obtenue eût été en diminuant rapidement.

Les irruptions subites de grisou, à peu près aussi fréquentes en Angleterre que chez nous, mais qui s'y manifestent sous une forme différente, comme je le dirai plus loin, attestent que le grisou se trouve soumis à une pression élevée. Des expériences ont été faites, à la demande de la Commission, pour rechercher la valeur que cette pression peut atteindre : les unes, dans le comté de Durham (houillères Elemore, Hetton, Eppleton, Boldon et Harton), sous la direction de M. Lindsay Wood; les autres par les soins de M. W. Thomas Lewis, dans le sud du Pays de Galles et le Monmouthshire (houillères Harris' Navigation, Merthyr Vale et Celynen). Le tableau suivant renseigne sommairement les conditions dans lesquelles les expériences ont été faites, et les résultats obtenus :

| LIEU DE L'EXPÉRIENCE ET PROFONDEUR. | LONGUEUR du trou DE SONDE. | PRESSION maximum OBSERVÉE. | VOLUME DE GAZ débité PAR HEURE. | OBSERVATIONS. |
|---|---|---|---|---|
| | Mètres. | Atmosphères. | Litres. | |
| Elemore. Couche Lowmain, 225 mètres | 2.10 | 1.90 | » | |
| Hetton. Couche Hutton, 368 mètres | 2.75 | 3.05 | » | |
| Eppleton. Couche Hutton, 378 mètres | 1.05 | 3.75 | » | |
| Id. id. id. | 2.30 | 7.10 | » | |
| Id. id. id. | 7.50 | 13.90 | 180<br>470 | En maintenant la pression.<br>Ecoulement du gaz à basse pression. |
| Id. id. id. | 3.65 | 2.10 | » | Des exploitations voisines ont pu saigner la veine. |
| Id. id. id. | 7.75 | 8.50 | » | |
| Id. id. id. | 11.25 | 15.20 | 97 | |
| Id. id. id. | 14.30 | 16.00 | 170 à 9 | Débit de gaz décroissant rapidement. |
| Id. id. id. | 7.60 | 15.05 | 0 | |
| Boldon. Couche Bensham, 380 mètres | 5.80 | 28.95 | 120 | |
| Id. id. id. | 2.35 | 20.35 | 14 | |
| Id. id. id. | 9.75 | 31.40 | 14 | |
| Id. id. id. | 7.15 | 25.95 | 65 | Débit de gaz régulier pendant 4 jours. |
| Id. id. id. | 8.50 | 11.90 | 7 | |
| Harton. id. id. | 4.90 | 13.40 | 30 à 13 | Les chiffres indiquées pour le débit de gaz ont été obtenus, les premiers au début de l'expérience, les seconds un mois à six semaines plus tard. |
| Id. id. id. | 8.35 | 15.65 | 66 à 25 | |
| Id. id. id. | 11.35 | 20.10 | 142 à 113 | |
| Harris' Navigation, à l'Est, 650m sous le sol | 9.15 | 10.20 | 0 | |
| Id. à l'Ouest, 662m sous le sol. | 8.15 | 7.90 | 8 | |
| Merthyr Vale, 730 mètres sous le sol | 12.55 | 11.50 | 104 | Des exploitations voisines ont pu saigner la veine. |
| Id. 275 id. | 15.00 | 19.00 | 0.06 | |
| Celynen, 322 mètres | 12.80 | 8.75 | 45 | |
| Id. 450 id. | 14.55 | 29.25 | 0.37 | Charbon très dur et très compact. |
| Id. 457 id. | 6.15 | 21.60 | 42.5 | Charbon très tendre. |

Je ferai observer que les pressions sont très variables, même dans une même couche et en des points peu distants; il ne paraît pas y avoir de relation marquée entre la longueur donnée à un trou de sonde et la valeur de la pression qui s'y établit; il est vrai que les pressions les plus élevées ont été obtenues en général par des sondages de grande longueur; mais deux des chiffres les plus forts ont été constatés dans des trous de $5^m,80$ et $6^m,15$ de longueur, et un forage de $2^m,30$ seulement a donné la pression relativement élevée de 7 atmosphères.

Je trouve encore moins de rapport entre la pression et le volume de gaz fourni par le sondage: ce volume est dans tous les cas très faible comparativement à la quantité de grisou développée continuellement dans l'ensemble de la mine. Si l'on admet, avec Galloway, que l'air du puits d'appel, dans une mine grisouteuse du sud du Pays de Galles, peut contenir 2 p. % de gaz, et que l'on suppose le volume très modéré de 40 mètres cubes par seconde circulant dans ce puits, l'air sortant de la mine emportera, par heure, près de 3,000 mètres cubes de grisou, c'est-à-dire le débit de 6,000 trous de sonde semblables à celui qui a donné la plus grande quantité de gaz. Cela se conçoit aisément, car le trou de sonde n'offre qu'une surface de dégagement très minime, tandis que le gaz emporté par le courant d'air est fourni par une surface d'une étendue très développée, qui est continuellement renouvelée pendant le travail d'abatage de la houille.

Des dégagements subits de grisou, provenant de ce que l'on appelait des *bags of foulness*, ont été constatés déjà il y a longtemps, et les conséquences de ces irruptions de gaz paraissent avoir été atténuées par le peu d'activité que possédait autrefois la ventilation des mines, de sorte que l'excès de gaz lui-même empêchait qu'une explosion se produisît. Depuis environ trente-cinq ans, les accidents de ce genre sont devenus plus fréquents, mais en tant que dégagement violent du grisou de la couche même, ils sont restés en Angleterre bien en dessous des proportions formidables qu'ils ont prises dans certaines mines du Hainaut. Comme quantités de charbon projetées, on cite les chiffres peu élevés de 11 tonnes dans un cas, de 40 tonnes dans un autre; mais le volume de gaz peut, dans certains cas, être relativement considérable, à en juger par une irruption qui a eu lieu dans la couche Black Vein, à Abercarne (Monmouthshire); l'endroit où elle s'est produite était balayé par un courant d'air de 5 1/2 mètres cubes à la seconde; ce courant s'est trouvé vicié au point que l'on a pu reprendre le travail seulement après

quatre jours; on a calculé que la quantité totale de gaz dégagée a dû dépasser 30,000 mètres cubes. On sait que lors du dégagement instantané du 17 avril 1879 à l'Agrappe, le courant de grisou sortant du puits pendant plusieurs heures a été estimé à 2,400 mètres cubes par minute.

Les irruptions de grisou le plus à craindre dans les mines de la Grande Bretagne sont celles qui se font jour au travers du toit ou du mur de la couche; c'est dans les comtés du nord de l'Angleterre et dans la partie sud du pays de Galles que ce genre d'accident se manifeste avec le plus de fréquence et d'intensité; il consiste dans la rupture brusque du mur, ou plus rarement, semble-t-il, du toit de la couche, les fractures produites laissant échapper des volumes de gaz considérables. On attribue généralement ce phénomène à la pression des terrains supérieurs, qui, un certain temps après le déhouillement, viennent rejoindre le mur et le compriment de manière à le soulever dans les parties où il est libre, ou du moins n'est encore soumis qu'à une pression modérée de la part des roches du toit, dont l'affaissement n'est pas complet.

La Commission discute d'une manière détaillée la théorie de ce phénomène; tout en admettant que certaines portions plus poreuses d'une couche ou d'une veinette, circonscrites par d'autres parties plus compactes, peuvent constituer un magasin de grisou à haute presssion, elle considère comme impossible que les grands volumes de gaz mis en liberté dans ces accidents s'échappent à peu près instantanément des pores de la houille, si poreuse que puisse être celle-ci. Il doit y avoir des cavités préexistantes d'une étendue plus ou moins considérable, dans lesquelles le grisou s'écoulant des strates se sera peu à peu emmagasiné. La formation de ces cavités s'expliquerait par le soulèvement du mur, dû à la pression exercée aux alentours par les roches affaissées qui recouvraient la couche déhouillée; le soulèvement ne s'étendrait que jusqu'à une certaine épaisseur de roche, laissant entre cette partie et les bancs sous-jacents un vide qui occuperait une assez grande surface, correspondant aux ouvrages restés ouverts. A un moment donné, le travail exercé par la pression du grisou aidant, le mur se brise et laisse échapper le gaz; celui-ci une fois dégagé, les bancs d'abord disjoints se rapprochent, et la cavité disparaît.

La Commission fait remarquer que si on suppose à une semblable cavité une étendue égale à celle d'une certaine zone comprenant des

chantiers et des galeries d'une hauteur de 2 mètres, il suffira que la cavité ait un centimètre d'ouverture pour que le gaz qui y était contenu, sous une pression de 20 atmosphères seulement, puisse en s'échappant rendre hautement explosif l'air contenu dans cet ensemble de travaux.

Cette théorie, qui est dans une certaine mesure applicable à nos dégagements instantanés, paraît rationnelle. Il est de fait que, dans plusieurs mines anglaises qui étaient très sujettes à des irruptions de grisou par le mur de la couche, on est parvenu à les prévenir en pratiquant systématiquement, à travers ce mur, des sondages dont la profondeur atteint quelquefois 12 et même 14 mètres, jusqu'à une veinette ou un faisceau de veinettes connus pour être la source du grisou. Le gaz, au lieu de s'accumuler sous une pression élevée, s'échappe peu à peu par les trous de sonde, que l'on tient ordinairement fermés pendant que les ouvriers sont présents dans la mine.

On rapporte dans le même ordre de faits une irruption de gaz survenue à la mine d'Aldwarke-Main (Yorkshire), dans les circonstances suivantes : deux couches étaient en exploitation aux profondeurs respectives de 384 et de 210 mètres, chacune pourvue de puits distincts, et n'ayant pas de communication entre elles. Une descente en masse des roches, d'une importance exceptionnelle, se produisit dans le toit de la couche inférieure, et l'on a prétendu que cet affaissement a été ressenti à la surface par une secousse prononcée. Dix heures plus tard, une quantité considérable de grisou envahit la partie des travaux de la couche supérieure situés dans l'aplomb de la partie affaissée. La couche inférieure a pour toit un massif de grès très compact, de plus de 50 mètres d'épaisseur; le restant de la stampe est aussi formé de forts terrains.

L'examen de ces phénomènes a porté la Commission à présenter comme hypothèse non impossible qu'un tremblement de terre, se réduisît-il même à une simple oscillation, imperceptible autrement qu'au sismographe, pourrait contribuer à mettre du grisou en liberté; elle pense qu'il serait intéressant d'étudier ce point, au moyen de quelques stations d'observations établies dans diverses parties du pays.

## ROLE DE LA POUSSIÈRE DE CHARBON DANS LES EXPLOSIONS.

Cette partie du rapport comprend l'historique de la question de l'inflammabilité des poussières de charbon; il remonte aux observations

faites par M. Buddle dès 1803 et par M. Robert Bald en 1828; constate que Lyell et Faraday, en 1845, ont, les premiers, attribué aux poussières un rôle important; il arrive ensuite aux expériences modernes de MM. Verpilleux et Vital, en France; Galloway, Abel, Marreco, Hall et autres, en Angleterre. Un examen très détaillé est consacré aux expériences exécutées à Neunkirchen, dans le bassin de Saarbrück, par MM. Hilt et Margraf, au nom de la Commission prussienne du grisou.

Je n'entrerai pas dans l'exposé des diverses recherches expérimentales, qui sont pour la plupart suffisamment connues; je me bornerai à citer ce qui est nécessaire pour saisir l'esprit des observations faites par la Commission anglaise, et à mentionner certaines de ces recherches qui sont à peu près inédites, ou qui présentent un intérêt spécial.

La Commission constate que, pour la poussière de charbon, aussi bien que pour le grisou, l'échelle à laquelle on opère a une grande influence sur le résultat de l'expérience, ainsi que sur le caractère du phénomène obtenu. Les faits observés en opérant dans des conduits de petite section montraient bien que la poussière de charbon peut s'enflammer par la déflagration de la poudre et que cette inflammation peut se propager à une certaine distance; mais ils ne permettent pas de conclure catégoriquement que dans la mine, en l'absence complète du grisou, la poussière de charbon soit en état de transmettre cette flamme à de très grandes distances.

Le volume de la flamme initiale — coup de mine qui débourre, ou inflammation locale de grisou — doit avoir une grande influence à cet égard; dans un appareil d'essai de petites dimensions, on emploie forcément une flamme assez restreinte; le conduit de section carrée, de $0^m,60$ de côté, employé par Galloway dans sa troisième et sa quatrième série d'expériences à Llwynypia, donnait déjà des résultats assez comparables avec ce qui peut se produire dans les galeries des mines, mais les expériences dans des galeries d'une section semblable à celles-ci sont encore plus concluantes.

Les premiers essais de ce genre qui aient été faits sont ceux de MM. Henry Hall et Clark, en 1876. Ils ont choisi à cet effet une galerie d'extraction descendante, longue de 40 mètres, partant de la surface, au fond de laquelle fut placé un canon que l'on chargeait de 680 à 1,130 grammes de poudre. Il fut constaté que la flamme de la poudre seule, le bourrage du canon étant formé de menus débris de pierre, ne dépassait jamais une distance de $4^m,50$. En répandant sur le sol de la

galerie une épaisse couche de fine poussière de charbon, et bourrant également le canon au moyen de poussière, on obtenait une flamme qui, selon la charge de poudre employée, atteignait de 9 à 18 mètres de distance. En garnissant de poussière toute la longueur de la galerie, la flamme en parcourait l'étendue entière et sortait encore par l'orifice sur une longueur de plusieurs mètres; en même temps il se produisait des effets mécaniques violents. Cependant, le sol était fort mouillé, l'eau suintant à travers la voûte de cette galerie, et la température de l'air, lors des expériences, n'était que de 10 degrés centigrades.

Quelques années plus tard, en 1881, il se produisit successivement dans le district de M. Hall deux accidents par des mines qui avaient débourré. Dans l'un et l'autre cas, les ouvriers, après avoir mis le feu, s'étaient retirés à une trentaine de mètres de distance, dont environ 9 mètres suivant la ligne directe du fourneau, et 20 à 25 mètres ensuite dans des galeries transversales; la mine chargée de $0^{k},45$ seulement, avait fait canon sans abattre le charbon, ni même le disloquer. Les ouvriers furent brûlés sérieusement; l'un d'eux succomba à ses brûlures. Bien que l'on sût que les chantiers étaient très poussiéreux, l'opinion générale était que la flamme du coup de mine débourrant avait pu, par elle-même, s'étendre à la distance indiquée. Cette opinion était en contradiction complète avec les expériences tantôt mentionnées de M. Hall; il soumit l'examen de la question à sir F. Abel et celui-ci procéda, pour l'élucider complètement, à des expériences que je crois intéressant de rapporter en partie.

Sir F. Abel avait déjà été chargé par le gouvernement de l'examen de l'inflammabilité des poussières de la mine de Seaham, à la suite de l'explosion très grave qui y avait eu lieu le 8 septembre 1880. Il produisit sur ce sujet un mémoire étendu, qui a été publié en 1881, et dont il a paru une traduction française. Les recherches entreprises à la suite des accidents signalés par M. Hall, et qui ont été poursuivies depuis le commencement de 1882 jusqu'au mois de mai 1883, avaient pour but essentiel de bien déterminer quelle est la plus grande distance à laquelle peut atteindre la flamme d'une mine qui fait canon, et en même temps de répéter, dans des galeries d'une section semblable à celle des mines, les expériences de MM. Hall et Clark, cette fois avec la certitude d'opérer en présence d'air absolument pur de toute trace de grisou. M. Hall, en effet, n'a pu affirmer qu'il en était ainsi dans ses expériences, mais seulement que l'air ne contenait aucune quantité

appréciable de grisou ; or, toute galerie pratiquée dans une couche de houille peut toujours contenir des traces de ce gaz.

M. Abel obtint, pour ses expériences, la disposition de certaines galeries dépendant des fortifications de Chatham. L'une était une *caponnière* de forme et de section assez irrégulières ; à l'extrémité fermée, où était placé le canon, elle avait $2^{m},45$ de largeur et $2^{m},65$ de hauteur jusqu'à la naissance de la voûte seulement ; elle allait en ligne droite sur 12 mètres de longueur, se rétrécissant vers l'extrémité, pour aboutir à un étranglement au delà duquel elle formait un coude à angle droit.

Les deux parois latérales de cette galerie étaient percées de meurtrières à travers lesquelles la flamme était observée du dehors ; mais on n'arriva pas ainsi à un résultat satisfaisant, parce que la flamme du canon projetait sur les diverses faces de la paroi intérieure des reflets qui trompaient les observateurs et les conduisaient à des appréciations divergentes. On eut alors recours à l'ingénieux procédé que voici : on dressait devant le canon, à une distance que l'on faisait varier suivant le résultat de l'expérience précédente, une sorte de cible formée d'un cadre léger en bois, en travers duquel étaient tendus, horizontalement et verticalement, des fils de fer espacés de $0^{m},30$. Chacun des points de croisement, au nombre de trente-six, de ces fils, était garni préalablement à l'expérience d'un flocon de fulmi-coton ; la cible barrait à peu près toute la section de la galerie et, suivant qu'un nombre plus ou moins grand des flocons était brûlé ou que tous étaient restés intacts, on savait si la flamme de la poudre avait atteint la distance à laquelle la cible était placée, et avec quelle intensité. La distance de 6 mètres, le canon étant chargé de $0^{k},45$ à $0^{k},90$ de poudre, ne fut jamais dépassée ; la flamme n'y parvenait même que rarement, n'affectant qu'une partie restreinte de la section. Tout en admettant que les forts courants d'air régnant dans une mine sont capables de transporter plus loin la flamme de la poudre, on conclut que celle-ci ne pourrait jamais, à beaucoup près, atteindre la distance de 30 mètres, comme dans les deux accidents ci-dessus mentionnés.

La même expérience fut répétée dans des galeries de contre-mine, n'ayant que $0^{m},60$ de largeur et $1^{m},75$ de hauteur jusqu'à la clef de la voûte ; dans l'une d'elles, qui était entièrement libre, aussi bien à l'arrière qu'à l'avant du canon, la flamme d'une charge de poudre de $0^{k},68$, sans bourrage, n'atteignit jamais la distance de $4^{m},25$ ; mais il parut

évident, dans ces expériences, que l'extension de la flamme de la poudre était diminuée par le fait que la galerie était libre à l'arrière. En effet, en opérant, aussi avec 680 grammes de poudre, dans une autre galerie semblable, mais formant un cul-de-sac au fond duquel le canon était établi, on obtint l'inflammation de quelques-uns des témoins de fulmi-coton à 8m,20 de distance, d'un seul à 9m,15, d'un seul également à 9m,75. Aucun ne prit feu à 10m,65.

Des essais eurent lieu aussi dans ces diverses galeries en projetant de la poussière de charbon dans l'air, soit en avant, soit en arrière du canon; il régnait dans les galeries un faible courant d'air (vitesse de 0m,25 à 0m,80 par seconde), tantôt dans le sens de la décharge, tantôt en sens inverse, ce qui, en général, n'a pas paru avoir une bien grande influence sur le résultat. On comprend sans peine que dans ces conditions on n'obtenait pas un nuage de poussière bien épais. La distance atteinte par la flamme était constatée au moyen de flocons de fulmi-coton attachés à 0m,90 d'intervalle aux deux parois de la galerie sur deux rangées, l'une vers le haut, l'autre vers le bas.

Dans la caponnière, la plus grande longueur sur laquelle s'étendit l'inflammation de la poussière fut de 13m,50, et la plus petite de 7m,50. Dans les galeries étroites on obtint, en général, une flamme de 15 à 18 mètres de longueur, et plusieurs fois de 20 à 25 mètres et même de 27 mètres. La flamme la plus longue se produisit dans une galerie qui était recoupée par une galerie transversale à 21 mètres en avant du canon; la galerie principale se terminait à 3 mètres plus loin; elle était parcourue, dans le sens de la décharge, par un courant de 0m,35 de vitesse, qui passait par l'embranchement de gauche; dans deux expériences, la flamme parvint jusqu'à l'extrémité de la galerie principale et pénétra dans la traverse sur 0m,90 du côté droit, et, du côté gauche, une fois à 3m,60 et une fois à 5m,40. Il est remarquable que, dans toutes ces expériences invariablement, la distance atteinte par la flamme dans la partie supérieure de la section a été notablement plus grande qu'à la partie inférieure; la différence a quelquefois été du simple au double. Ce fait est en opposition avec l'idée souvent émise, que les inflammations de poussière se distingueraient des inflammations de grisou en ce que la flamme aurait une tendance à se tenir dans le bas de la galerie. Je pense qu'il faut tenir compte que, dans les expériences, la poussière se trouvait en suspension dans le courant d'air; si c'est de la poussière gisant sur le sol qui est soulevée et allumée par un coup

de mine, il est naturel d'admettre que la flamme se propagera plutôt dans la partie inférieure.

Une seule expérience, faite à dessein par un temps très humide, n'a donné qu'une flamme d'un peu moins de 8 mètres de longueur; mais dans trois autres expériences faites, au contraire, par un temps très sec, la longueur de la flamme n'a pas été plus grande qu'à l'ordinaire.

Il était donc bien établi que la poussière de charbon en suspension dans l'air, même en quantité assez faible, peut à elle seule, sans qu'il y ait du grisou en présence, produire une inflammation assez étendue sous l'action d'un coup de mine qui fait canon. Il convient de dire que la poussière employée, provenant de la mine de Leycett (Staffordshire Nord), avait été choisie par sir Frederick Abel, parmi les diverses sortes qu'il avait essayées dans ses recherches à l'occasion du coup de feu de Seaham, à cause de la nature particulièrement inflammable qu'il lui avait reconnue.

En ce qui concerne les expériences de Neunkirchen, la Commission revendique pour les expérimentateurs anglais l'honneur d'avoir établi les premiers les points les plus importants constatés par ces expériences, tout en reconnaissant que celles-ci ont eu une grande utilité, en prouvant les faits d'une façon encore plus complète et plus irréfutable. Elle émet des doutes, d'ailleurs bien justifiés par les remarquables expériences faites sous sa direction, et dont je parlerai plus loin, au sujet de l'innocuité attribuée par M. Hilt aux mines chargées de dynamite en présence de la poussière de charbon, innocuité qui résulterait de ce que la dynamite ne produirait jamais de débourrage.

Examinant les conclusions de MM. Mallard et Le Châtelier, dans leur mémoire sur ce sujet à la Commission française du grisou, la Commission anglaise reconnaît avec eux que l'on a pu être souvent porté à attribuer à l'action de la poussière des accidents dus en réalité au grisou, parce que la poussière et les produits de sa combustion sont visibles et tangibles avant, pendant et après le coup de feu, tandis que le grisou ne l'est pas. D'autre part, elle considère comme n'étant nullement fondée la proposition avancée par eux qu'aucune explosion grave n'a jamais été causée par la poussière seule; cette manière de voir n'est pas admissible, en présence des expériences d'Abel à Chatham, et surtout des expériences plus récentes de Neunkirchen; les expériences de MM. Mallard et Le Châtelier eux-mêmes sont en trop petit nombre et n'ont pas été réalisées dans des conditions assez probantes pour qu'on

puisse attacher aucune importance aux résultats négatifs qu'elles ont fournis.

La Commission critique également l'opinion, selon elle trop absolue en sens inverse, de M. Galloway, tendant à attribuer aux poussières le rôle principal dans les explosions de houillères, en reléguant le grisou au second rang. Elle fait observer que, s'il en était ainsi, chaque fois qu'une mine viendrait à débourrer dans une houillère sèche et très poussiéreuse, il devrait en résulter une inflammation plus ou moins grave; et que, eu égard à l'énorme quantité de poudre que l'on consomme dans les mines de houille, les catastrophes y seraient d'occurrence plus que journalière.

La Commission, résumant le sujet, admet comme établi par l'ensemble des recherches exécutées dans les divers pays charbonniers, que :

« 1° Lorsqu'un coup de mine débourre dans un chantier où il existe « de la poussière de charbon *très hautement inflammable et en grande* « *abondance*, il est *possible* qu'il se produise, *même en l'absence com-* « *plète du grisou*, une violente explosion, ou tout au moins une inflam- « mation se développant sur une très grande étendue ; ou encore, que « la flamme soit transmise à des points éloignés des travaux où exis- « tent des mélanges gazeux explosifs, ou bien des dépôts de poussière « en présence de mélanges gazeux non explosifs par eux-mêmes. »

« 2° Un coup de mine venant à débourrer dans un endroit où l'air « contient une faible proportion de grisou, *en présence de poussières* « *comparativement peu inflammables*, ou *même de poussières non* « *inflammables*, *mais très fines*, *sèches et poreuses*, il pourra encore se « produire une explosion avec une flamme s'étendant jusqu'à des points « éloignés où elle mettrait le feu à des accumulations de gaz ou à des « amas de poussière inflammable, communiquant ainsi ses résultats « désastreux à d'autres régions. »

La Commission examine en dernier lieu les mesures de précaution auxquelles on peut songer à recourir pour combattre le danger résultant de la présence d'une poussière abondante dans les mines. Ces moyens seraient :

1° L'enlèvement de la poussière qui se pratique dans certaines mines, mais qu'il est impossible d'opérer complètement et qui n'est guère applicable qu'aux grandes voies de transport, de sorte qu'à front des chantiers, là précisément où se trouve le danger, il restera toujours assez de poussière pour donner lieu à un accident.

2° Rendre la poussière non inflammable : l'arrosage est pratiqué assez fréquemment, mais non pas, semblerait-il, dans les chantiers ou dans leur voisinage ; de plus, on y fait souvent cette objection que, dans certains terrains, la présence de l'eau, en favorisant le soulèvement du mur de la couche, rendrait impossible l'entretien des voies. L'emploi de sels déliquescents a aussi été préconisé comme pouvant maintenir la poussière dans un état d'humidité suffisant pour empêcher qu'elle soit soulevée en grande quantité. Le chlorure de calcium, employé avec succès comme adjuvant de l'arrosage des voies publiques, n'a nullement réussi dans la mine, la température de celle-ci et l'action desséchante des courants d'air faisant cristalliser ce sel pourtant si déliquescent.

Le sel marin brut paraît avoir plus d'effet ; dans le Staffordshire, on a obtenu de bons résultats en en répandant dans les galeries à raison de 20 kilogrammes par mètre courant, pour une première fois ; cette quantité est renouvelée une fois par semaine pendant le premier mois, et une fois par mois dans la suite.

3° Empêcher que la mine puisse débourrer. La Commission décrit, pour montrer l'inanité de semblables tentatives, un *bouchon à miner* (*blasting plug*), fort vanté, dont elle a fait faire l'essai dans des carrières. L'appareil se composait d'une tige métallique sur laquelle étaient enfilées des rondelles en caoutchouc vulcanisé, d'un diamètre un peu plus petit que celui du trou de mine ; la tige, avec ces rondelles, était introduite dans celui-ci, par dessus la charge ; en vissant à fond un écrou sur la partie filetée qui terminait la tige à son extrémité extérieure, on comprimait les rondelles de manière à les dilater latéralement et à les serrer fortement dans le trou de mine. Chaque fois que ce système fut essayé dans une mine d'une grande résistance, elle débourra sans faire d'effet, en projetant le bouchon à une grande distance. D'autres fois la mine joua bien, mais le bouchon était toujours projeté au loin et détruit. Cet appareil, n'était son coût élevé, aurait donc fourni un moyen utile et commode de bourrer la mine, mais n'empêcherait aucunement le débourrage.

4° Employer des explosifs spéciaux, ou faire usage des explosifs par des procédés spéciaux. C'est ce qui sera examiné dans le chapitre suivant.

5° Remplacer les explosifs par des procédés mécaniques, ou autres.

## EMPLOI DES EXPLOSIFS.

Les statistiques suivantes, fournies par l'Association charbonnière de Monmouthshire et Galles-Sud, pour ce bassin, et l'United Coal Trade Association, pour le Nord de l'Angleterre, permettent de se faire une idée de l'importance de cette question pour les mines de la Grande-Bretagne.

| DÉSIGNATION DES DISTRICTS. | MONMOUTHSHIRE ET GALLES-SUD. | | DURHAM. | | NORTHUMBERLAND. | |
|---|---|---|---|---|---|---|
| MODE D'ÉCLAIRAGE. | Lampes de sûreté. | Feu découvert. | Lampes de sûreté. | Feu découvert. | Lampes de sûreté. | Feu découvert. |
| Tonnes de charbon abattues annuellement — à la poudre. | 487,819 | 1,059,569 | 3,337,309 | 1,626,146 | 630,199 | 3,762,568 |
| Tonnes de charbon abattues annuellement — sans poudre | 5,270,387 | 1,515,384 | 11,931,548 | 5,601,091 | 427,554 | 1,062,550 |
| Production annuelle des mines sur lesquelles les renseignements ont pu être obtenus | (1) 6,183,216 | (1) 2,773,506 | 15,268,857 | 7,227,237 | 1,057,753 | 4,825,118 |
| Production totale d'après la statistique officielle | ? (2) | ? | 28,552,303 | | 7,516,005 | |
| *Nombre moyen de mines tirées par an pour :* | | | | | | |
| 1° Abatage du charbon | 68,920 | 157,642 | 1,510,576 | 384,790 | 210,192 | 1,316,410 |
| 2° Coupage des voies | 141,852 | 115,575 | 191,597 | 356,100 | 46,846 | 265,383 |
| 3° Autres travaux à la pierre | 125,484 | 41,407 | 244,646 | 147,629 | 11,466 | 97,842 |
| Nombre moyen de mines tirées par 1000 tonnes produites. — 1° abatage. | 141 | 149 | 452 | 237 | 334 | 349 |
| — 2° coupage. | 23 | 41 1/2 | 12 1/2 | 50 | 44 | 55 |
| — 3° divers | 20 1/2 | 15 | 16 | 20 | 11 | 20 |
| Total par 1000 tonnes. | 184 1/2 | 205 1/2 | 480 1/2 | 307 | 389 | 424 |

(1) Je donne les quantités produites telles qu'elles figurent dans le rapport ; il doit y avoir ici erreur de chiffres, puisque les totaux ne s'accordent pas avec les chiffres partiels.
(2) La production totale n'est pas renseignée ; en 1880, elle a dépassé 20,000,000 de tonnes.

Je dois expliquer le motif de la distinction établie dans ce tableau entre les mines éclairées par lampes de sûreté et celles éclairées à feu nu : la loi anglaise laisse sous ce rapport toute liberté aux exploitants, et nombre d'ingénieurs des plus compétents, entre autres M. Dickinson, admettent comme parfaitement sûr l'éclairage général par flamme découverte, même dans les mines les plus grisouteuses, les lampes de sûreté étant réservées pour l'exploration quotidienne des travaux par les *firemen* et pour certains cas spéciaux. De là l'idée assez répandue que si une mine est sujette à des dégagements de grisou assez intenses, ou est asssez pauvrement ventilée pour que l'emploi exclusif des lampes de sûreté y soit nécessaire, il serait hautement imprudent d'y pratiquer l'abatage à la poudre. D'autres répondent que leurs mines sont aussi abondamment ventilées qu'on peut le désirer, et que par suite on peut impunément y faire usage de la poudre ; mais que les lampes de sûreté, à l'exclusion des feux nus, ont été adoptées comme surcroît de précaution, et pour parer à des éventualités exceptionnelles.

L'enquête tenue par la Commission a révélé chez les hommes de l'art une divergence de vues profonde sur la question de savoir s'il est possible, dans l'exploitation des mines de la Grande Bretagne, de se priver plus ou moins complètement du secours de la poudre, au moins pour l'abatage du charbon. Quelques-uns considèrent l'emploi de la poudre pour l'abatage comme une pratique barbare et inhumaine, eu égard au nombre de victimes qu'il cause, et comme n'étant même pas judicieux au point de vue économique, parce que la réduction des frais apportée par cet auxiliaire serait, d'après eux, plus que compensée par la diminution du rendement en gros charbon.

En fait, il y a un assez grand nombre de mines où l'on a renoncé à la poudre pour l'abatage, résultat qui a été rendu possible surtout par l'adoption du système d'exploitation en *long wall*. Mais l'avis de la grande majorité, aussi bien parmi les inspecteurs du gouvernement que parmi les exploitants, est que la poudre est un auxiliaire indispensable dans beaucoup de cas, et que l'interdiction absolue de son emploi amènerait la fermeture d'un grand nombre de mines. Certains vont même jusqu'à dire que la suppression de la poudre causerait plus d'accidents qu'elle n'en éviterait, les ouvriers, dans l'abatage au pic ou au moyen d'appareils spéciaux, étant beaucoup plus exposés à être atteints par la chute inopinée de blocs de charbon ou même de roche.

La gravité du danger résultant du travail à la poudre, et le grand

nombre des accidents dus à cette cause a frappé les membres de la Commission dès le début de ses travaux, et elle a porté son attention la plus sérieuse sur la possibilité de réduire ce danger, soit par l'emploi de certains explosifs particuliers, soit en soumettant cet emploi à des procédés spéciaux ayant surtout pour but d'éviter la projection d'une flamme au moment de l'explosiòn de la mine.

En ce qui concerne la nature de la matière explosive, le rapport mentionne en passant, et en traitant d'utopies les recherches dans ce sens, certains explosifs spéciaux, fort préconisés par leurs inventeurs, dans lesquels la poudre ordinaire était mélangée avec diverses substances qui devaient, sous l'action de la chaleur développée lors de l'explosion, donner lieu à des réactions chimiques ayant pour effet d'absorber les gaz brûlant avec flamme et de leur substituer une atmosphère incombustible et impropre à alimenter la combustion, notamment l'acide carbonique. Mais cette opération est purement théorique, vu l'instantanéité de la déflagration de la poudre, qui ne laisse pas aux réactions chimiques annoncées le temps de se produire, et par suite de laquelle la matière introduite pour absorber la flamme est simplement dispersée sans décomposition.

Au point de vue de l'effet de la mine, ainsi que du danger qui peut en résulter, par l'inflammation du grisou ou des poussières de charbon, il y a lieu de distinguer trois catégories d'explosifs :

1° La poudre ordinaire, qui, sous quelque forme qu'elle soit employée, produit une flamme assez volumineuse, surtout lorsque la charge, au lieu de travailler, vient à projeter le bourrage.

2° Les dérivés du fulmi-coton, tels que la *tonite*, la *potentite*, etc. Le fulmi-coton seul, même de la meilleure qualité, dégage par sa déflagration une forte proportion d'oxyde de carbone, ce qui le rend impropre à l'emploi dans les mines, non seulement à cause des propriétés si vénéneuses de ce gaz, mais aussi parce qu'il est combustible et pourrait donner à l'extérieur une flamme volumineuse. Sir F. Abel est arrivé, en incorporant dans le fulmi-coton ordinaire une assez grande quantité de salpêtre ou d'autre nitrate, sinon à faire disparaître la production d'oxyde de carbone, du moins à la réduire considérablement. C'est le fulmi-coton nitraté qui sert de base à la tonite et à la potentite; ces explosifs ont été accueillis avec assez de faveur pour les travaux à la pierre, mais sont impropres à l'abatage du charbon, à cause de leur effet trop brisant; ils ne paraissent pas non plus devoir supprimer le

danger de l'inflammation de la poussière de charbon ou des mélanges gazeux explosifs, car ils peuvent, dans certains cas, développer une flamme assez forte.

3° Les explosifs à base de nitro-glycérine. Celle-ci, contenant une quantité d'oxygène un peu supérieure à celle qui est nécessaire pour transformer en eau et acide carbonique l'hydrogène et le carbone qui y sont associés, sa déflagration, théoriquement, ne devrait pas produire de flamme proprement dite ; en réalité, elle ne donne, en brûlant à l'air libre, qu'une flamme faible et restreinte ; lorsqu'on la fait détonner, seulement une lueur brillante et instantanée comme celle d'un éclair. Mais avec les dynamites, la matière siliceuse finement divisée, incorporée dans la nitro-glycérine, donne lieu à une forte projection d'étincelles dont la température serait sans doute suffisante pour déterminer l'inflammation du grisou. La nitro-glycérine employée pure, à l'état liquide, produirait encore un effet semblable en portant à une haute température les débris du bourrage, ou les particules arrachées aux parois du fourneau. Ces étincelles, si la mine chargée de dynamite vient à chasser son bourrage, pourront même être plus dangereuses que la flamme de la poudre, en atteignant à une plus grande distance.

Certaines expériences faites à Neunkirchen ont conduit M. Hilt à conclure que la dynamite ne peut en aucun cas mettre le feu à la poussière de charbon, fût-elle de la nature la plus inflammable, même en présence d'une proportion modérée de grisou dans l'atmosphère ambiante. La Commission anglaise formule à ce sujet des réserves basées sur ce que les conditions nécessaires à la production d'une mine, chargée à la dynamite, faisant canon, ne paraissent pas avoir été réalisées à Neunkirchen ; elle admet qu'une mine à la dynamite, même chargée à l'excès, est moins sujette à enflammer la poussière de charbon qu'une mine débourrante à la poudre ordinaire ; mais elle doute que cette innocuité soit absolue.

La Commission a étudié d'une manière suivie, pendant à peu près toute la durée de ses travaux, les procédés ayant pour but d'éteindre plus ou moins complètement la flamme de l'explosif, en faisant intervenir l'eau de diverses manières dans la formation du bourrage. Elle attribue au docteur Mac Nab l'honneur de la première application pratique d'un semblable système.

Le procédé du docteur Mac Nab, dit bourrage à l'eau (*water-tamping*), consiste à insérer dans le trou de mine, par dessus la charge, un étui

en fer-blanc d'une certaine longueur, ayant un diamètre à peu près égal à celui du fourneau. Sur cet étui, rempli d'eau, on bourre comme à l'ordinaire. L'emploi de l'eau a un double but : éteindre, en la refroidissant, la flamme de la poudre, et absorber la fumée de celle-ci, qui se compose en grande partie de substances solubles dans l'eau, de manière à permettre aux ouvriers de reprendre plus promptement leur travail après le tir d'une mine. Ce dernier but a, paraît-il, été atteint d'une manière très satisfaisante, mais non le premier : la flamme de la poudre restait toujours assez forte pour allumer, non seulement un mélange gazeux explosif, mais même la poussière de charbon en présence d'une faible proportion de gaz contenue dans l'air.

Sir F. Abel a longuement étudié un procédé analogue, en partant de l'idée que la dynamite, par elle-même, est moins susceptible que la poudre ordinaire de déterminer l'inflammation du grisou ou de la poussière de charbon. D'un autre côté, la dynamite est impropre à l'abatage du charbon, à cause de son action trop brisante; la cartouche d'eau (*water-cartridge*) a été imaginée par lui en vue de faire disparaître cet inconvénient : il pensait que, si la charge de dynamite était enveloppée d'eau, la force de l'explosion se trouverait uniformément répartie, par l'intermédiaire du liquide, sur une surface assez grande; pour cela, la charge était placée au fond d'un étui rempli d'eau, ayant le diamètre voulu pour s'adapter exactement dans le fourneau de mine. L'effet prévu fut obtenu ; la dynamite ainsi employée, débitait fort bien le charbon, sans produire plus de bris que la poudre ordinaire; il a été reconnu aussi que les mines tirées de cette manière ne mettaient pas le feu à la poussière de charbon, même en présence d'une certaine proportion de gaz dans l'air; mais la même immunité n'existait plus pour les mélanges d'air et de gaz au degré le plus fortement explosif.

M. Abel avait songé aussi, en vue d'empêcher les inflammations causées par le coup de mine, à surmonter la charge, au lieu du bourrage à l'eau, d'un tube en fer rempli d'acide carbonique liquéfié ; l'explosion crevant ce tube, le gaz condensé se vaporisait, produisant un refroidissement intense, et enveloppant en même temps les matières incandescentes d'une atmosphère extinctive. Le procédé donna lieu à des expériences, exécutées en grande partie par M. Galloway ; on renonça à son application parce que dans certains cas, malgré la dispersion parfaite de l'acide carbonique, on observa encore une projection d'étincelles au moment de la décharge. Il fut reconnu plus tard que ces

étincelles auraient probablement été inoffensives, étant suffisamment refroidies, bien que restant lumineuses, pour ne plus pouvoir mettre le feu au grisou ; le procédé resta quand même abandonné, M. Galloway étant arrivé, dans le cours des expériences dont il me reste à parler, à un moyen plus simple, infiniment moins coûteux, et tout au moins aussi efficace.

Les premières expériences sur la cartouche d'eau d'Abel furent faites en 1880 par M. William Smethurst, à sa houillère de Garswood ; il n'opéra que sur de très petites charges de dynamite; M. Abel fit ensuite lui-même à Woolwich quelques essais dans lesquels il porta la charge à 85 et à 113 grammes. Après cela, tous deux procédèrent ensemble à des essais dans les travaux souterrains de Garswood Hall, pour rechercher si la dynamite avec cartouche d'eau était applicable à l'abatage du charbon ; les résultats furent pleinement satisfaisants et l'on reconnut que la dynamite remplaçait une quantité triple de poudre.

La Commission jugea nécessaire de soumettre le procédé à des expériences plus approfondies, dont l'exécution fut confiée à M. William Galloway ; elles eurent lieu en plusieurs séries, de 1881 à la fin de 1885, dans la suite desquelles le mode d'opération reçut des perfectionnements successifs. Pour la première série, exécutée à Cardiff dans un emplacement près de Bute Docks, le fourneau de mine était formé en tassant fortement de l'argile autour d'un mandrin central dans une cavité ménagée au centre d'une massive fondation en blocs de granit. Dans des expériences subséquentes, à la mine Bute Merthyr, Galloway s'arrêta en dernier lieu à l'emploi d'un fort bloc en acier doux, au milieu duquel était foré un trou de dimensions convenables.

Le fourneau de mine était surmonté d'un récipient rempli d'un mélange explosif d'air et de gaz d'éclairage. Abel employait à cet effet un sac cubique en grosse toile peinte, supporté par une carcasse en bois établie à demeure ; Galloway fit de même dans ses premières expériences ; on laissait arriver du gaz dans ce récipient jusqu'à ce qu'une lampe Davy, placée à l'intérieur et observée à travers une petite fenêtre, montrât que le mélange était explosif.

La décharge de la dynamite ne faisait que projeter le sac, sans l'endommager ; mais il était souvent déchiré quand il se produisait une explosion de gaz ; c'est pourquoi on remplaça le cube en toile par un cube en forte tôle, sans fonds. Un couvercle en grosse toile, avec plaquage d'argile, fermait le cube par dessus, après que la mine était

chargée ; le brassage du mélange d'air et de gaz était opéré au moyen d'un arbre à palettes.

Le procédé employé pour mettre en suspension dans ce réservoir, au moment précis de l'explosion de la dynamite, un nuage épais de poussière de charbon, était aussi simple qu'ingénieux; il consistait à placer sur la mine, après le chargement, une feuille de gros papier recouverte d'une couche de poussière; par dessus, une seconde feuille chargée de poussière, maintenue par des supports à une petite distance de la première; puis une troisième, et ainsi de suite jusqu'à cinq ou six, la quantité totale de poussière de charbon étant d'environ 900 grammes. Au début, on plaçait en outre, au haut du réservoir, un plateau chargé de poussière, que l'on faisait culbuter au moment de mettre le feu; mais il fut reconnu que c'était là une complication inutile et que la poussière répandue sur les feuilles de papier suffisait pour charger l'air d'un nuage aussi épais qu'on pouvait le désirer.

Les expériences portèrent d'abord sur le bourrage à l'eau de Mac Nab et sur la cartouche d'eau d'Abel, en comparant naturellement les effets produits par les divers explosifs suivant qu'ils étaient employés à la manière ordinaire ou avec le bourrage refroidissant. Dans le cours de ces recherches, on constata à diverses reprises qu'une portion plus ou moins considérable de l'eau, au lieu de subir la dispersion complète nécessaire pour lui faire produire son effet de refroidissement, pouvait être projetée en masse. Cette observation inspira à Galloway l'idée de chercher à obtenir la dispersion totale en rompant d'avance la continuité de la masse d'eau, et pour cela, d'employer l'eau à l'état d'imprégnation dans une substance poreuse. La mousse ordinaire était tout indiquée pour cet usage, à cause de sa nature éminemment spongieuse et de la facilité avec laquelle on peut s'en procurer de grandes quantités.

La mousse est préalablement trempée pendant un certain temps dans l'eau, d'où on ne la retire qu'au moment même de l'emploi; on place par dessus la charge une certaine quantité de cette mousse, que l'on tasse un peu, en prenant soin d'en exprimer le moins possible de l'eau, que d'ailleurs elle absorbe de nouveau ensuite. Le restant de la mousse est introduit sans aucune compression et on bourre par dessus à l'ordinaire. La longueur donnée au bourrage de mousse était d'abord d'environ $0^m,35$; elle fut ensuite réduite graduellement et l'on constata qu'une dizaine de centimètres de mousse pouvaient suffire, au moins avec des charges de dynamite modérées. Cependant, pour les essais

pratiques dans la mine, une plus grande quantité de mousse fut employée; la longueur du bourrage varia de 0^m,30 à 0^m,80.

On put constater *de visu* que la dispersion espérée de l'eau était bien réalisée par ce procédé ; et l'effet obtenu, au point de vue de la sûreté, non seulement en présence de la poussière de charbon, mais aussi des mélanges gazeux les plus explosifs, fut des plus heureux.

Les tableaux suivants donnent en résumé les résultats de ces diverses séries d'expériences :

## Première série d'expériences, à Bute-Docks

*en présence d'un mélange gazeux explosif (teneur en gaz non renseignée), sans poussière.*

| NATURE DE L'EXPLOSIF et QUANTITÉ EMPLOYÉE. | BOURRAGE. | NOMBRE | | OBSERVATIONS. |
|---|---|---|---|---|
| | | d'expériences. | d'inflammations du gaz. | |
| Poudre : 0k,085 à 0k,113 . . | Cartouche Abel, seule, ou avec 0m,05 à 0m,10 d'argile . . . | 2 | 0 | |
| Id. 0k,120 à 0k,227 . . | Id. id. . . . | 6 | 6 | Dans une de ces expériences, la cartouche avait perdu son eau. |
| Id. 0k,170 à 0k,227 . . | Bourrage à l'eau Mac Nab . . | 6 | 5 | Y compris une inflammation douteuse. |
| Dynamite : 0k,085 . . . . | 0m,15 de sable . . . . . . | 1 | 1 | |
| Dynamite : 0k,085 à 0k,104 ; et 0k,113 pour une expérience . . . . . . . | Cartouche Abel, surmontée dans quelques expériences de 0m,15 à 0m,30 de sable ou d'argile . | 12 | 8 | Y compris une inflammation douteuse. Dans une autre expérience, la cartouche avait perdu son eau. |
| Gélatine explosive : 0k092. . | Cartouche Abel . . . . . . | 1 | 0 | |

## Seconde série d'expériences, à la houillère Bute-Merthyr.

I. — *Proportion de gaz nécessaire pour que la dynamite enflamme la poussière.*

| NATURE DE L'EXPLOSIF et quantité employée. | BOURRAGE. | POUSSIÈRE en PRÉSENCE ou non. | PROPORTION DE GAZ mêlée à l'air. | NOMBRE d'expériences. | NOMBRE d'inflammations de la poussière. | *OBSERVATIONS.* |
|---|---|---|---|---|---|---|
| Dynamite n° 1 : 0k,070. | Aucun. | Oui | 1 °/o | 2 | 0 | La proportion de gaz a été estimée d'après les indications de la lampe Pieler. |
| Id. id. | Id. | Id. | 1 1/4 | 1 | 0 | |
| Id. id. | Id. | Id. | 1 3/4 | 3 | 2 | |
| Id. id. | Id. | Id. | 3 1/4 | 2 | 2 | Proportion de gaz d'après les indications de la lampe Bainbridge. |
| Id. id. | Cartouche Abel. | Id. | 5 1/2 | 1 | 0 | |

II. — *Cartouche d'eau appliquée à la dynamite.*

| CHARGE. | BOURRAGE. | POUSSIÈRE en PRÉSENCE ou non. | PROPORTION DE GAZ. | NOMBRE d'expériences. | NOMBRE d'inflammations | OBSERVATIONS. |
|---|---|---|---|---|---|---|
| Dynamite n° 1 : 0k,070. | Aucun. | Non. | 0 | 3 | » | Flamme nettement marquée de 0m45 à 0m60 de haut, dans une expérience. |
| Id. id. | Id. | Oui. | 0 | 5 | 0 | Sans qu'il y eût inflammation proprement dite, la poussière produisait un allongement de flamme de 0m,60 à 0m,90. |
| Id. id. | Id. | Id. | 5 à 6 % | 4 | 4 | |
| Id. id. | Id. | Id. | 4 % environ. | 2 | 0 | La poussière était un peu humide, et le temps froid. |
| Id. id. | Cartouche Abel. | Non. | 5 % | 1 | 0 | |
| Id. id. | Id. | Oui. | 5 à 7 % | 29 | 0 | Dans une expérience, la proportion de gaz était fort près du point explosif. |
| Dynamite n° 1 : 0k,085 et 0k,104 . . . . | Id. | Id. | Id. | 2 | 0 | |
| Dynamite n° 1 : 0k,113. | Id. | Id. | 4 à 5 % | 1 | 0 | |

III. — *Cartouche d'eau et bourrage à l'eau appliqués à la poudre ordinaire.*

| CHARGE. | BOURRAGE. | POUSSIÈRE en PRÉSENCE ou non. | PROPORTION DE GAZ. | NOMBRE d'expériences. | NOMBRE d'inflammations | OBSERVATIONS. |
|---|---|---|---|---|---|---|
| Poudre à gros grains : 0k,340. | Aucun. | Non. | 0 | 2 | » | Flamme de 2m,40 à 3m,00 de haut. |
| Id. id. | Id. | Oui. | 0 | 3 | 3 | Large flamme de 3m,60 à 4m,50 de haut. |
| Id. id. | Id. | Id. | 4 % | 1 | 1 | |
| Id. 0k,225. | Cartouche Abel. | Id. | 6 % | 2 | 0 | |
| Id. 0k,340. | Id. | Id. | 2 % | 1 | 0 | |
| Id. id. | Id. | Id. | 4 à 7 % | 8 | 5 | |
| Id. 0k,450. | Id. | Id. | 6 % | 3 | 1 | |
| Id. 0k,680. | Id. | Id. | 6 à 7 % | 2 | 0 | |
| Id. 0k,965. | Id. | Id. | à peu près explosif. | 1 | 1 | |
| Id. 0k,680. | Bourrage Mac Nab. | Id. | 6 1/2 à 7 % | 1 | 0 | |
| Id. 0k,910. | Id. | Id. | Id. | 2 | 0 | |
| Id. 1k,135. | Id. | Id. | Id. | 1 | 1 | |

IV. — *Comparaison de différents explosifs brisants.*

| CHARGE. | BOURRAGE. | POUSSIÈRE en PRÉSENCE ou non. | PROPORTION DE GAZ. | NOMBRE d'expériences. | NOMBRE d'inflammations. | *OBSERVATIONS.* |
|---|---|---|---|---|---|---|
| Gélatine explosive de Nobel : 0k,070 | Aucun. | Oui. | 1 3/4 % | 3 | 1 | Colonne de flamme de 4 à 5 mètres. |
| | Id. | Id. | 3 1/2 % | 1 | 1 | Explosion très violente. |
| Fulmi-coton comprimé : 0k,085 | Id. | Id. | 1 3/4 à 2 % | 2 | 1 | |
| | Cartouche Abel. | Id. | 6 à 7 % | 2 | 0 | |
| Tonite : 0k,140 | Aucun. | Id. | 2 % | 1 | 1 | |
| | Id. | Id. | 6 % | 1 | 1 | |
| | Bourrage Mac Nab. | Id. | à peu près explosif. | 2 | 0 | |

V.— *Bourrage à la mousse en présence de la poussière et d'un mélange gazeux en dessous du point explosif.*

| CHARGE. | BOURRAGE. | POUSSIÈRE en PRÉSENCE ou non. | PROPORTION DE GAZ. | NOMBRE d'expériences. | NOMBRE d'inflammations. | *OBSERVATIONS.* |
|---|---|---|---|---|---|---|
| Dynamite n° 1 : 0k,100. | Cartouche Abel. | Oui. | 0 | 2 | 0 | L'eau projetée par la décharge était confusément visible. |
| Id. 0k,070 et 0k,085. | Aucun. | Id. | 5 et 6 1/2 % | 2 | 2 | |
| Id. 0k,070. | Mousse imprégnée d'eau. | Id. | très près du point explosif. | 5 | 0 | |
| Id. 0k,085 à 0k,113. | Id. | Id. | | 4 | 0 | |

VI. — *Bourrage à la mousse en présence d'un mélange explosif d'air et de gaz d'éclairage, sans poussière.*

| CHARGE. | BOURRAGE. | POUSSIÈRE en PRÉSENCE ou non. | PROPORTION DE GAZ. | NOMBRE d'expériences. | NOMBRE d'inflammations | OBSERVATIONS. |
|---|---|---|---|---|---|---|
| Poudre ordinaire : $0^k,230$ et $0^k,340$ . . . . . . . . | Mousse et eau. | Non. | » | 2 | 2 | |
| Dynamite n° 1 : $0^k,070$. . . | Aucun. | Id. | » | 1 | 1 | |
| | Cartouche Abel. | Id. | » | 2 | 0 | |
| | Mousse et eau. | Id. | » | 9 | 0 | Bourrage sur $0^m,34$, $0^m,22$ et $0^m,16$ à $0^m,10$. |
| Fulmi-coton comprimé : $0^k,085$ | Id. | Id. | » | 3 | 1 | Par suite d'un défaut de l'amorce électrique, le fulmi-coton, au lieu de détonner, à brûlé lentement, en poussant hors du fourneau le bourrage de mousse, qui avait $0^m,15$ de long. |
| Tonite : $0^k,057$ . . . . . | Id. | Id. | » | 2 | 0 | Bourrage sur $0^m,15$. |
| Gélatine explosive : $0^k,085$. . | Id. | Id. | » | 1 | 0 | Bourrage sur $0^m,13$. |
| Dynamite gélatine : $0^k,085$. . | Id. | Id. | » | 8 | 0 | Bourrage sur $0^m,15$ et $0^m,13$. |

Les expériences dont je viens de résumer les résultats ont été complétées par une série d'essais concernant l'application pratique au travail des mines des divers procédés de bourrage à l'eau, et par d'autres expériences ayant pour but de rechercher si les étincelles que peut projeter un coup de mine chargé de dynamite, comme on l'a souvent observé dans les essais, sont capables de mettre le feu à un mélange explosif d'air et de gaz.

Les essais pratiques ont eu lieu dans diverses mines de houille du Pays de Galles, principalement pour l'abatage du charbon, et dans quelques cas pour des coupages de voie, d'ailleurs peu importants comme quantité de roche à détacher. Je me bornerai à quelques indications générales au sujet de ces essais : dans les expériences du mois de novembre 1882, en opérant avec la dynamite ordinaire et la cartouche d'eau, on débuta par des charges de $0^k,113$ qui produisirent quelquefois un très bon effet, comparable même à celui de $0^k,900$ de poudre. On trouva cependant utile d'augmenter la charge, qui fut portée successivement à $0^k,170$, $0^k,230$, $0^k,280$ et même $0^k,325$, mais ces dernières furent jugées trop fortes, et on paraît avoir adopté finalement comme charge normale environ $0^k,265$ de dynamite, qui produiraient un effet équivalent à celui de $0^k,700$ à un kilogramme de poudre.

Lors d'une nouvelle série d'essais à la fin de 1885 et au commencement de 1886, où l'on employa concurremment la cartouche d'eau d'Abel, le bourrage à l'eau de Mac Nab et le bourrage à la mousse imprégnée d'eau de Galloway, on revint à des charges beaucoup plus modérées : $0^k,085$ à $0^k,113$ pour le fulmi-coton comprimé, la tonite et la dynamite n° 1 ; $0^k,070$ à $0^k,105$ seulement pour la dynamite-gélatine de Nobel. Les résultats obtenus paraissent avoir été pleinement satisfaisants en ce qui concerne le travail effectué ; on a reconnu aussi qu'il n'y avait aucune difficulté dans l'application du bourrage de mousse imprégnée d'eau à des trous de mine horizontaux ou même un peu montants.

Les expériences au sujet du pouvoir d'inflammation des étincelles projetées par la dynamite eurent lieu à la houillère de Penygraig, près Llwynypia, où l'on disposait également d'un fort soufflard de grisou. On formait au moyen de ce gaz un mélange explosif dont on remplissait un récipient cubique en toile, semblable à celui dont j'ai parlé plus haut; au lieu d'être placé sur le sol, il se trouvait sur un palier

élevé d'environ $1^m,50$, percé en son milieu d'une large ouverture; en introduisant par là une lampe Davy, on s'assurait si le mélange explosif avait rempli le récipient jusqu'en bas. Au sol, dans l'aplomb de cette ouverture, était un canon de $0^m,038$ de diamètre et $0^m,23$ de long, placé verticalement, que l'on chargeait d'un peu plus de 2 1/2 grammes de poudre à gros grains. La flamme développée par cette charge n'atteignait guère que 1 mètre de hauteur et ne pouvait ainsi par elle-même allumer le gaz du récipient. Mais lorsqu'on mêlait à la poudre une certaine quantité de limaille de fer, d'étain ou de laiton (généralement environ un dixième du volume de la charge), ou de poussière de charbon (depuis un tiers du volume jusqu'à volume égal), ces matières pulvérulentes, portées à l'incandescence par la combustion de la poudre, produisaient une gerbe d'étincelles, qui pénétraient dans le récipient par l'ouverture du palier; une petite fenêtre adaptée dans une face latérale du cube de toile permettait d'observer les étincelles et de constater si elles étaient plus ou moins brillantes.

Quelques essais ont été faits aussi, mais sans résultat, et dans des conditions d'ailleurs peu satisfaisantes, pour provoquer l'inflammation d'un mélange explosif au moyen des étincelles jaillissant d'un pic qui frappait un morceau de grès.

Les particules de laiton ou d'étain n'ont jamais allumé le gaz du récipient; la limaille de fer donnait des étincelles plus brillantes et a déterminé l'explosion trois fois sur trente-cinq expériences. La poussière de charbon, mélangée, en volume égal ou un peu inférieur, à la charge de poudre, a mis le feu trois fois sur quatre. La poudre seule n'a jamais amené l'inflammation du gaz, même en portant la charge successivement à 4, 4 1/2 et 5 grammes.

Cette dernière observation montre que, dans les trois cas où le gaz a été allumé, la charge étant mélangée de limaille de fer, c'est bien par l'action des étincelles, et non par un allongement accidentel de la flamme de la poudre, que l'inflammation a été produite. Il résulte de là que, même sans flamme, les étincelles projetées par un coup de mine pourront mettre le feu à un mélange explosif si elles ne sont pas refroidies par l'un ou l'autre procédé; dans les expériences, il n'y avait aucun refroidissement, la charge n'étant même pas contenue par un bourrage quelconque. Il paraît donc certain qu'en employant la dynamite avec un bourrage à l'eau, les particules solides éventuellement projetées par la mine ne seront plus dangereuses, parce qu'elles seront

suffisamment refroidies pour ne pouvoir mettre le feu au gaz, bien qu'encore assez chaudes pour rester visibles dans l'obscurité.

Les expériences exécutées sur les divers modes de bourrage à l'eau montrent qu'il est possible, par l'application d'un de ces procédés, d'employer les explosifs en toute sûreté dans les mines grisouteuses et poussiéreuses. Toutefois, l'immunité ainsi obtenue ne s'étend pas à la poudre ordinaire; l'adjonction de l'eau n'en éteint pas la flamme assez complètement pour qu'elle ne puisse plus mettre le feu, soit à un mélange gazeux explosif, soit à une atmosphère chargée de poussière et contenant en outre une faible proportion de grisou. Je ferai remarquer que, d'après les tableaux que j'ai résumés ci-dessus, il ne s'est produit aucune inflammation de la poussière par la poudre avec bourrage à l'eau, à moins que la proportion de gaz d'éclairage mêlé à l'air du récipient ne fût au moins de 4 p. °/₀; elle était même généralement de 6 à 7 °/₀; dans la mine, de semblables proportions de grisou n'échapperaient pas à l'observation d'un surveillant un tant soit peu attentif. De plus, les charges de poudre qui ont déterminé ces inflammations étaient fort élevées; $0^k,340$ à $0^k,965$ pour la cartouche d'Abel; au delà d'un kilogramme pour le bourrage Mac Nab. Cependant, il paraît que des essais antérieurs avaient bien établi qu'on ne peut compter sur l'effet extincteur de l'eau avec la poudre ordinaire.

Les expérimentateurs de Neunkirchen ont trouvé qu'une mine à la dynamite, même fortement surchargée, n'allume pas les poussières les plus inflammables, prenant feu invariablement en présence d'une mine à la poudre qui fait canon. Comme dans ces expériences les conditions nécessaires pour produire l'effet d'une mine débourrante à la dynamite ne paraissent pas avoir été réalisées, on ne peut en conclure que l'usage de la dynamite soit absolument dépourvu de danger en présence de la poussière.

Dans les expériences de Galloway (tableau II), sur cinq épreuves où une charge de 70 grammes de dynamite a été tirée sans aucun bourrage, en présence de la poussière et de l'air pur, il n'y a pas eu d'inflammation à proprement parler, mais la poussière produisait un allongement prononcé de la flamme du coup de mine, et l'on peut se demander si, dans les travaux souterrains, cet allongement de la flamme ne prendrait pas quelquefois le caractère d'une véritable inflammation. L'inflammation de la poussière n'a pas eu lieu non plus dans trois épreuves où le récipient d'explosion renfermait une atmosphère à la teneur de 1 à

1 1/4 p. °/₀ de gaz (tableau I), mais elle s'est produite deux fois sur trois à la teneur de 1 3/4 p. °/₀ ; cette proportion de gaz, et même celle de 2 à 2 1/2 p. °/₀, ne paraissent pas, dans les conditions ordinaires de la pratique, pouvoir être discernées au moyen de la lampe de sûreté ; et comme les mines poussiéreuses sont aussi presque toujours plus ou moins grisouteuses, il résulte de là que l'on ne doit pas se fier entièrement à la dynamite si l'on n'y ajoute l'un ou l'autre système de bourrage refroidissant.

D'après les expériences de M. Galloway, il est clairement établi qu'une mine bourrée à l'eau et chargée de dynamite, faisant canon, peut être tirée sans aucun danger dans une atmosphère chargée d'un épais nuage de poussière très fine, sèche et de nature inflammable, l'air contenant en même temps une proportion de grisou s'élevant jusqu'à 6 et même 7 p. °/₀.

La Commission considère comme ayant exactement la même valeur le procédé Abel, consistant à placer la charge de dynamite au fond d'un tube rempli d'eau, emboîté dans le trou de mine, et le procédé Mac Nab, dans lequel la charge est insérée comme à l'ordinaire dans le fourneau, et surmontée d'un tube plein d'eau. Elle assure que dans l'application de la cartouche d'eau il est absolument indifférent, aussi bien pour la sûreté vis-à-vis de la poussière que pour l'effet produit, que la charge soit mise à même au fond du tube, ou maintenue dans une position centrale par rapport à la masse d'eau, disposition pour laquelle il a été pris brevet. Elle insiste fortement, avec motifs à l'appui de cette assertion, sur ce que les divers brevets concernant la cartouche d'eau sont sans valeur, le professeur Abel ayant été le premier à employer l'eau sous cette forme, et ayant livré son procédé au public sans aucune restriction.

Enfin, tout en faisant quelques réserves motivées par le nombre trop limité d'expériences à ce sujet, la Commission admet comme probable, à cause de la similitude du mode d'action, que la dynamite ordinaire peut, sans diminuer la sûreté obtenue par l'emploi du bourrage à l'eau, être remplacée par tout autre explosif brisant (*high explosives*), que ce soit le coton-poudre comprimé ou les dérivés du coton-poudre, ou bien la gélatine explosive et la dynamite gélatine de Nobel.

Aucun des deux procédés, cartouche d'eau ou bourrage à l'eau, n'assure à la mine de dynamite l'innocuité complète si la proportion de grisou est suffisante pour former un mélange fortement explosif,

qu'il y ait ou non de la poussière de charbon en présence. Cependant, même dans ce cas extrême, le danger est déjà grandement atténué. Une sûreté complète, en toute éventualité, paraît obtenue par l'emploi du bourrage à la mousse imprégnée d'eau, découvert par William Galloway.

La Commission considère l'emploi de l'électricité pour l'allumage des mines comme le complément naturel et presque nécessaire des procédés de bourrage indiqués comme atténuant ou supprimant les dangers de l'explosif en lui-même. D'après elle, l'amorçage électrique ne présente aucune difficulté pratique, et n'entraîne qu'un surcroît de dépenses insignifiant. La mèche de sûreté ordinaire, soit par elle-même, soit par le moyen employé pour l'allumer, présente un certain danger que l'amorçage électrique supprime entièrement, en même temps que le danger d'une explosion prématurée, ou celui qui résulte des ratés ; il laisse, en outre, à l'opérateur, jusqu'au dernier moment, la faculté de ne pas faire sauter la mine, si une cause de danger imprévue vient à surgir. Enfin, lorsqu'il est nécessaire de tirer plusieurs mines à la fois, l'électricité seule fournit le moyen d'assurer la simultanéité absolue des décharges.

La Commission passe ensuite en revue les procédés imaginés pour remplacer l'action des explosifs. Divers systèmes de coins, notamment l'aiguille-coin, combinée avec des perforateurs qui paraissent devoir être assez semblables à l'appareil Lisbet, ont reçu une application assez étendue pour l'abatage du charbon et quelquefois pour le coupage des voies.

On a essayé, mais sans succès, d'appliquer à l'abatage du charbon, soit la presse hydraulique, soit la force de l'air comprimé enfermé dans des cartouches sous une pression élevée.

On mentionne, parmi les engins mécaniques, la bosseyeuse Dubois et François et la machine English et Beaumont. Cette dernière, qui a servi aux travaux préparatoires, aujourd'hui abandonnés, du tunnel projeté sous la Manche, est une gigantesque tarière, dont l'axe porte une robuste traverse armée d'une série de couteaux d'acier ; elle entaille la roche, d'un coup, sur un diamètre de $2^{m},20$ ; elle a été employée en 1885 au creusement d'une galerie à travers bancs de cette dimension dans les roches du terrain houiller à la mine de Bridgewater, près Manchester. Le succès a été complet dans les schistes, mêmes durs, mais dans le grès le travail devenait difficile, et l'abondance des étincelles

qui jaillissaient sous les couteaux a fait craindre que l'inflammation du grisou pût en résulter.

La cartouche de chaux de MM. Smith et Moore, introduite au début de l'année 1882 à la mine de Shipley (Derbyshire), y a reçu une application continue depuis lors et s'est répandue dans d'autres mines du Derbyshire, du Staffordshire et du Yorkshire. Ce procédé, qui a été essayé aussi en Belgique, sans succès, je crois, est applicable exclusivement à l'abatage du charbon, et seulement dans certaines conditions : il nécessite, de même d'ailleurs que les coins mécaniques, un havage préalable de la couche; il convient aussi d'opérer sur un front d'une étendue suffisante pour permettre l'action simultanée de plusieurs cartouches; le charbon ne doit être ni trop dur, ni friable, ni surtout trop fissuré. Malgré ces réserves, le procédé paraît avoir rendu des services sérieux dans un assez grand nombre de cas; il a été essayé à la houillère de Shipley, en présence de la Commission, concurremment avec trois systèmes différents de coins mécaniques assez vantés : deux ouvriers, opérant avec les cartouches de chaux sur un front de 37 mètres d'étendue, dans une couche considérée généralement comme inexploitable sans le secours de la poudre, ont abattu en six heures un peu plus de 26 tonnes de charbon; les coins mécaniques, dans des conditions identiques de travail, ont donné l'un 15 1/2 tonnes, les deux autres seulement 10 tonnes chacun.

L'objection ayant été soulevée, que la haute température développée par l'extinction de la chaux pourrait mettre le feu à un mélange grisouteux explosif, sir F. Abel procéda à des expériences consistant à opérer cette extinction dans des conditions similaires à celles de l'emploi dans la mine, après avoir inséré dans la masse de chaux des bandes d'étain, de plomb et de zinc qui, par leur fusion, devaient indiquer dans de certaines limites la température produite. Sa conclusion fut que cette température ne pourrait en aucun cas dépasser celle de la fusion du plomb, soit 325 degrés centigrades, et qu'elle était loin, par conséquent, d'être suffisante pour provoquer l'inflammation du grisou. Il fit aussi des expériences au sujet de la pression obtenue, en faisant crever par l'expansion de la chaux des tubes de fonte de76 millimètres de diamètre intérieur et de 9 1/2 millimètres d'épaisseur. Des tubes identiques, soumis à la pression hydraulique, ne cédèrent que vers 320 à 330 atmosphères.

*(A suivre).*

# DOCUMENTS ADMINISTRATIFS

## I. — Machines a vapeur. — Accidents en 1886.

En exécution de l'article 65 de l'arrêté royal du 28 mai 1884, le Ministre de l'agriculture, de l'industrie et des trevanx publics fait connaître qu'il est arrivé, pendant l'année 1886, huit accidents aux appareils à vapeur en activité dans le pays.

Le tableau ci-après indique les causes reconnues ou présumées et les effets de ces accidents.

## MACHINES A VAPEUR. — Acciden

| NUMÉRO D'ORDRE. | DATE de L'ACCIDENT. | *A*. Nature et situation de l'établissement où l'appareil était placé; *B*. Noms des propriétaires de l'appareil ; *C*. Noms des constructeurs id.; | NATURE, FORME ET DESTINATION DE L'APPAREIL. **Détails divers.** |
|---|---|---|---|
| 1 | 1er fév. 1886. | *A*. Remise aux locomotives à Esschen ; *B*. Etat belge ; *C*. Compagnie belge (Bruxelles). | Chaudière de locomotive. |
| 2 | 4 mars 1886. | *A*. Entre Monceau-Usines et le puits no 12 de Monceau-Fontaine ; | Chaudière de locomotive. |

## …venus pendant l'année 1886.

### EXPLOSION.

| CIRCONSTANCES. | SUITES. | CAUSE PRÉSUMÉE. |
|---|---|---|
| Cette locomotive était arrivée à Esschen à 8 h. 31 m. avec le train 327; à 9 h. 10 m., elle était garée à la remise et, après avoir alimenté la chaudière, poussé le feu à l'avant du foyer et serré la boîte à bourrage, le machiniste a quitté la remise. Le manomètre marquait 5 atmosphères. Quelques minutes après le départ du machiniste, à 9 h. 30 m., l'explosion s'est produite. Un morceau d'une pièce, d'environ $0^m,20$ de largeur, qui avait été placé entre la tôle tubulaire de la boîte à fumée et la première virole du corps cylindrique, s'est détaché; la première virole s'est séparée de la deuxième et s'est divisée en deux parties dans le sens longitudinal.<br>Dans le sens transversal de la chaudière, la rupture a eu lieu tant par l'anneau que par la virole, en partie suivant la ligne des rivets et en partie en pleine tôle dans le sens longitudinal; l'une des ruptures s'est produite en pleine tôle, suivant une ligne irrégulière, et l'autre également en pleine tôle a suivi, sur une longueur de $0^m,60$, le bord de la rivure. La partie supérieure de la virole détachée a été projetée dans un champ voisin de la remise, la partie inférieure a été projetée dans le mécanisme de la locomotive. | Destruction des deux travées de la remise, bris de vitres à deux maisons voisines et avaries au mécanisme de la locomotive. | L'explosion est due à un sillon qui s'est formé à l'intérieur de la chaudière à la tôle de dessous de la virole d'avant. Cette tôle a été laminée dans de mauvaises conditions, probablement avec des dimensions insuffisantes et a dû être mise en œuvre sans qu'on ait pu recouper convenablement les extrémités. Elle présentait des défauts de soudure. La première phase de l'explosion s'est produite à gauche; ce fait est dû à ce que l'alimentation se faisait constamment par l'injecteur de gauche; le refroidissement local, provoqué par l'introduction de l'eau dans la chaudière au repos, a amené des contractions qui expliquent la rupture à gauche, alors que la fissure au joint de droite paraissait plus profonde. |
| En remorquant le train 5566, une fissure s'est déclarée brusquement au côté droit de la tôle | Le chauffeur, en sautant de la locomotive, a eu une jambe et un bras fracturés ainsi qu'une com- | La fissure à la tôle est due à l'absence de liaison de l'armature transversale avec le foyer |

| NUMÉRO D'ORDRE. | DATE de L'EXPLOSION. | *A*. Nature et situation de l'établissement où l'appareil était placé; *B*. Noms des propriétaires de l'appareil; *C*. Noms des constructeurs id. | NATURE, FORME ET DESTINATION DE L'APPAREIL. Détails divers. |
|---|---|---|---|
| | | *B*. Etat belge; *C*. Ateliers de Tubize. | |
| 3 | 4 mars 1886 dans la matinée. | *A*. Fabrique d'huile et moulin à farine établis à Nieuwerkerken; *B*. F. Van den Bruele à Nieuwerkerken; *C*. Rouffart et Renson à Grâce-Berleur. | Chaudière horizontale cylindrique à bouts bombés, de 4m,60 de longueur sur 0m,90 de diamètre, munie d'un tube chauffeur de 3m,40 de longueur, sur 0m,60 de diamètre et d'un réservoir de vapeur de 0m,80 de hauteur sur 0m,80 de diamètre. Système à flamme renversée. Pression maximum : 4 atmosphères. Cet appareil fonctionne depuis 1863. |
| 4 | 5 mars 1886. | *A*. Fabrique de vis à Herstal; *B*. Ollivier frères; | Chaudière horizontale cylindrique à bouts légèrement bombés, composée de 3 viroles de 1m,20 de longueur et de 0m,925 de diamètre intérieur. |

EXPLOSION.

| CIRCONSTANCES. | SUITES. | CAUSE PRÉSUMÉE. |
|---|---|---|
| l'arrière de l'enveloppe cylindrique extérieure du foyer. Cette fissure avait $0^m,60$ de longueur et une ouverture de $0^m,03$ vers le milieu diminuant graduellement vers les extrémités. | motion cérébrale. Le machiniste et le freineur ont reçu des brûlures. Le freineur se tenait debout sur le premier wagon vide accroché à la locomotive. | ou le corps cylindrique, ainsi qu'au bris de 7 entretoises; une surface de $0^m,60$ de hauteur sur $0^m,60$ de largeur n'était pas soutenue. En admettant, au moment de l'accident, une pression de 8 atmosphères, pression à laquelle la chaudière était timbrée, cette surface était soumise à un effort de 30,000 kilogrammes; si l'on prend la section de la cassure, on trouve que la tôle a travaillé à 38 kilogrammes par millimètre carré, chiffre supérieur à celui exigé pour la réception des tôles. Les entretoises brisées présentaient le caractère d'un bris ancien contre la tôle en fer, une légère couche d'incrustation existait sur les cassures des tirants brisés. |
| Dans la matinée du 4 mars 1886, vers 9 heures et demie du matin, alors que le travail était commencé depuis une heure environ, une explosion eut lieu à la partie du générateur opposée au foyer. La vapeur et l'eau bouillante, s'échappant avec force, ont renversé une partie de la maçonnerie environnante et déplacé le générateur de ce côté en le soulevant d'environ $0^m,20$. Tous les appareils de sûreté sont restés intacts, sauf le tuyau du manomètre qui a été brisé par suite du déplacement de la chaudière. | Personne ne se trouvait à proximité de la chaudière au moment de l'explosion; aussi l'accident n'occasionna que des dégâts matériels peu importants, la chaudière se trouvant placée sous un hangar en dehors des bâtiments de l'usine. Dans la partie postérieure du tube chauffeur du côté droit de ce tube et près du conduit vers la cheminée, une ouverture de $0^m,55$ de hauteur sur $0^m,40$ de largeur s'était produite par la déchirure de l'une des tôles. | L'examen de la tôle arrachée du tube chauffeur, qui avait primitivement 7.3 millimètres d'épaisseur, a prouvé qu'elle n'avait plus que 2 millimètres d'épaisseur et que l'accident doit être attribué à la corrosion de cette tôle, résultant d'un long usage et de l'emploi d'eau d'alimentation impure. |
| L'accident s'est produit dans la nuit du 5 au 6 mars peu avant minuit. Personne ne se trouvait | Dégâts matériels considérables dans la fabrique des frères Ollivier, qui a été presque complète- | Faible ductilité des tôles, particulièrement dangereuse au coup de feu, où semble s'être |

| NUMÉRO D'ORDRE. | DATE de l'EXPLOSION. | *A.* Nature et situation de l'établissement où l'appareil était placé ; *B.* Noms des propriétaires de l'appareil ; *C.* Noms des constructeurs, id. | NATURE, FORME ET DESTINATION DE L'APPAREIL. **Détails divers.** |
|---|---|---|---|
| | | *C.* Inconnu. | Epaisseur des tôles de 8 à 9 millimètr réduite en certains points à 7 millimèt par suite de corrosions. Un large trou d'homme, à bord non co solidé, occupait la partie supérieure de virole moyenne. |
| 5 | 16 avril 1881. | *A.* Siège Saint-Gilles des charbonnages de la Haye, à Liége ; *B.* Société anonyme des charbonnages de La Haye. *C.* Charles Marcellis à Liége. | Chaudière horizontale cylindrique munie de deux tubes réchauffeurs, placée en 1863, et dont la tôle du foyer, remplacée en 1879, était cintrée de façon que la génératrice du cylindre était dans le sens du laminage. Cette tôle présentait des défauts de soudure et fort peu de ductilité perpendiculairement au laminage. La partie postérieure de cette tôle avait été remplacée, au mois d'octobre 1885, par une autre tôle en fer n° 3, cintrée suivant le laminage, mais de mau- |

| EXPLOSION. | | |
|---|---|---|
| CIRCONSTANCES. | SUITES. | CAUSE PRÉSUMÉE. |
| dans l'atelier ni dans les environs immédiats. Vers 7 heures et demie du soir le travail avait cessé; la chaudière avait été alimentée, le feu couvert de cendres, le foyer et le registre fermés. La chaudière s'est déchirée en trois parties principales : La virole antérieure, projetée en avant, a décrit une trajectoire de 80 mètres environ; elle est restée entière, le fond intact, à l'exception de la tôle inférieure où la déchirure s'est faite en pleine tôle. La virole postérieure projetée dans l'autre sens, a renversé la cheminée et a été retrouvée à peu de distance de son emplacement. La virole du milieu s'est déchirée à la tôle supérieure suivant quatre lignes convergeant vers le trou d'homme, et s'est étalée sur place. Toutes les projections se sont faites sensiblement dans le sens de l'axe de la chaudière, sauf un fragment de la tôle du trou d'homme projeté latéralement; un autre fragment de cette tôle est resté attaché à la virole d'arrière. | ment détruite par suite de l'écroulement d'un mur de pignon contre lequel se trouvait la chaudière. | produite la déchirure initiale. Peut-être, surélévation de la pression dans la chaudière au repos, par suite de la surcharge des soupapes, qui étaient en très mauvais état. |
| L'accident est survenu à 7 heures et demie du soir, alors que le manomètre indiquait 3 3/4 atmosphères et peu de temps après l'alimentation de la chaudière. La première tôle du foyer s'est rompue suivant une génératrice et s'est rabattue contre une des parois du foyer, arrachant de sa clôture le bord de la tôle suivante qui la recouvrait et déchi- | L'eau et la vapeur de la chaudière ont brûlé deux chauffeurs qui se trouvaient à proximité et dont l'un est mort huit jours après. Les dégâts matériels ont été fort peu importants. | Qualité défectueuse et mauvaise disposition des tôles du foyer, présentant notamment une rivure au coup de feu. |

| NUMÉRO D'ORDRE. | DATE de L'EXPLOSION. | *A*. Nature et situation de l'établissement où l'appareil était placé ; *B*. Nom du propriétaire de l'appareil ; *C*. Nom du constructeur, id. | NATURE, FORME ET DESTINATION DE L'APPARE Détails divers. |
|---|---|---|---|
| | | | vaise qualité. Un essai à la traction, a l'accident, a montré qu'elle n'avait q résistance à la rupture de 23 kilogran par millimètre carré perpendiculaire au laminage, et, dans cet essai, elle rompue brusquement, sans manifester longement. La chaudière, après épreuve, avait remise à feu le 29 décembre 1885. Elle muniquait avec 8 autres chaudières blables, timbrées comme elle, à 4 at sphères. |
| 6 | 12 oct. 1886. | *A*. Travail du bois, rue de la Paix, 24, à Gand ; *B*. E. et F. Verspiegel frères ; *C*. Inconnu. | Le générateur était en tôle de fe 10 millimètres d'épaisseur, cylindriqu fonds hémisphériques, de 6 mètres de gueur sur 1 mètre de diamètre intérieu Éprouvé en 1866 pour être timb 4 atmosphères et établi en 1867, rue l'Huile, nº 6. Transféré, en 1875, rue de la Paix, il a subi une nouvelle épreuve, dont le ré tat était satisfaisant. Il était destin actionner, à la pression maxima de 3 at sphères, un moteur vertical, à détente au sans condensation, pour le sciage de l d'ébénisterie. |
| 7 | 7 déc. 1886 | *A*. Meunerie à vapeur, rempart de Hoboken à Anvers. La chaudière se trouve dans un bâtiment voûté ; *B*. Ministère de la guerre ; *C*. De Naeyer et Cie à Willebroeck. | Chaudière à vapeur type De Naeyer, ti brée à 8 atmosphères (110 mètres carrés surface de chauffe), à 100 tubes de 2m,90 longueur sur 0m,12 de diamètre extérieur En batterie avec deux autres chaudiè de même forme, dont une au repos moment de l'accident. |

EXPLOSION.

| CIRCONSTANCES. | SUITES. | CAUSE PRÉSUMÉE. |
|---|---|---|
| rant la tôle emboutie du fond antérieur de la chaudière. L'eau et la vapeur se sont échappées par l'ouverture ainsi produite; on a pu heureusement fermer de suite la communication avec les autres chaudières du massif. | | |
| La veille de l'accident, la chaudiére a été nettoyée. Dans la matinée du lendemain, elle fut alimentée d'eau et mise à feu avant midi. A 1 h. 20 m. de relevée, avant la mise en marche, le manomètre, comme de coutume, n'accusant que 2.75 atmosphères, l'explosion se produisit. La chaudière était surmontée du réservoir d'eau et établie à l'extrémité de l'atelier, ainsi que la chambre de la machine. Du côté opposé s'étend une prairie. Toutes habitations en étaient éloignées. | Les locaux, renfermant les appareils, et une partie de l'atelier ont été détruits, ainsi que le bureau. Les dégâts aux toitures et aux vitrines du voisinage ont été assez considérables : les tôles de l'appareil ont été arrachées en 16 morceaux lancés à 200 mètres. Le chef ouvrier, se trouvant dans la chambre de la machine, a été tué. Un haleur, séjournant près du bassin à une distance de 170 mètres, a été tué par un éclat de briques. Une femme, dans la prairie, a été atteinte d'un éclat de tôles et grièvement blessée. Le chauffeur a été atteint à l'oreille sans suite aucune. | Disposition vicieuse du trou d'homme et mauvaise qualité des tôles. |
| Le 7 décembre 1886, les deux chaudières (n$^{os}$ 1 et 2) étant en communication ont été remises à feu, à 6 heures du matin, après un chômage utilisé pour la visite annuelle détaillée faite, avec démontages partiels, par l'Association pour la surveillance des chaudières, à Bruxelles. Vers 8 heures du matin, la pression accusée par le manomètre était de 7 atmosphères, quand un tube de la ran- | Malgré les secours, presque immédiats, portés à la victime, on n'a relevé qu'un cadavre. Un deuxième chauffeur a pu échapper atteint seulement d'une brûlure par la vapeur, dont il a été promptement guéri. | Le métal du tube a cédé, à la soudure, qui s'est ouverte sur environ 0$^{m}$,70 de longueur, se déchirant ensuite des deux côtés, et offrant ainsi une ouverture d'une longueur totale de 1$^{m}$,22, sur une largeur moyenne de 0$^{m}$,15 à 0$^{m}$,20 par laquelle les deux chaudières se sont vidées. |

| NUMÉRO D'ORDRE. | DATE de L'EXPLOSION. | *A*. Nature et situation de l'établissement où l'appareil était placé ; *B*. Nom du propriétaire de l'appareil ; *C*. Nom du constructeur id. | NATURE, FORME ET DESTINATION DE L'APPARE **Détails divers.** |
|---|---|---|---|
| 8 | 22 déc. 1886. | *A*. Cour du puits Saint-Emmanuel du charbonnage du Bois-du Luc, à Houdeng-Aimeries ; *B*. Société des charbonnages du Bois-du-Luc ; *C*. Société de Haine-Saint-Pierre. | Locomotive de 18 tonnes, construi 1866 pour une pression de 8 atmosphè Chaudière horizontale, cylindrique et laire avec dôme ; Corps composé de trois viroles, de 3 de longueur et 1m,22 de diamètre. Foy boîte à fumée ayant respectivement 1m 1m,25 de longueur et de largeur et 1m, 1m,90 de hauteur. Tôle de fer de 12 m mètres, 175 tubes en laiton de 3m,18 de gueur et 0m,04 de diamètre intérieur Epaisseur du laiton 2 1/2 millimètres. Le foyer en cuivre a été remplacé, en et la plaque tubulaire de la boîte à fu en 1883. L'épreuve annuelle avait eu lieu le 20 tembre 1886, à une pression de 10 at sphères. |

EXPLOSION.

| CIRCONSTANCES. | SUITES. | CAUSE PRÉSUMÉE. |
| --- | --- | --- |
| inférieure au dessus du feu st crevé, projetant l'eau et la peur sur le chauffeur qui se uvait malheureusement devant porte du foyer. | | |
| L'accident s'est produit vers eures et demie du matin près puits Saint-Emmanuel. La lo-otive était en repos depuis un rt d'heure sur une voie en te légère et en courbe, ce qui vait à la fois le foyer et la tie gauche de la chaudière. Le chiniste et le chauffeur étaient s se chauffer. On a entendu un cement, un déchirement des es, puis une formidable explo-n. La tôle supérieure de la vi-e du milieu s'est déchirée le g de la rivure longitudinale de che, et la virole entière s'est oulée, se séparant des voisines ivant les rivures transversales. a tôle supérieure s'est arrachée on la rivure longitudinale de oite ; elle a été enlevée en se risant en deux parties, qui ont é lancées vers la droite, l'une ec le dôme, à 172 mètres, tre, à 110 mètres de distance. a tôle inférieure a été projetée rs le bas et s'est brisée en deux agments contre l'arbre des mou-ments. Les tubes extérieurs seuls ont uffert ; ils ont été pliés sur tout pourtour du faisceau et se sont boîtés de la plaque tubulaire arrière. | Pas d'accidents de personnes. Dégâts matériels à peu près nuls se réduisant au bris des vitres des bâtiments d'extraction et d'épuisement du siège Saint-Emmanuel. | La locomotive marchait à 6 atmosphères de pression, lorsqu'elle a été arrêtée. Le mécanicien et le chauffeur déclarent que la pression est alors tombée à 4 1/4 atmosphères. Mais il est probable que, pendant leur absence elle s'est relevée notablement, l'évaporation étant facilitée par la position inclinée de la machine. On a reconnu, le long des deux lignes de rivures horizontales de la virole qui a cédé, un amincissement considérable de la tôle, produit par une corrosion en sillon. D'après les constatations faites, c'est suivant la rivure de gauche, qui a pu être chauffée à sec à cause du relèvement vers la gauche de la chaudière, que la première déchirure s'est produite. |

# NOTE

SUR LE

# NOUVEAU PONT DESTINÉ A FRANCHIR

LA

# BRANCHE SEPTENTRIONALE DE L'ELBE

A HAMBOURG

PAR

MM. A. DUFOURNY ET G. HERMAN

INGÉNIEURS DES PONTS ET CHAUSSÉES

---

## CHAPITRE Ier.

### BUT ET DISPOSITIONS GÉNÉRALES DE L'OUVRAGE.

La prospérité et l'étendue des relations commerciales du port de Hambourg se sont accrues à la faveur des libertés commerciales dont l'origine remonte au XIIIe siècle, époque de la création de la Hanse.

Depuis ces temps reculés, les marchandises arrivant au port de Hambourg sont affranchies, dans toute l'étendue des domaines de cette ville libre et d'une manière complète, des droits de douane et de toute formalité que leur perception entraîne. Par contre, aucune marchandise de Hambourg ne peut, depuis la création du Zollverein, pénétrer dans l'un quelconque

des Etats de l'Empire allemand, sans rencontrer immédiatement la douane et sans lui payer tribut.

De là, mille entraves, mille difficultés à l'expansion commerciale vers le centre de l'Allemagne, aux relations quotidiennes et de tous les instants avec les Etats voisins de l'Empire, et une gêne considérable pour le transit et le trafic intérieur. Liberté complète pour l'importation et les arrivages de l'extérieur; mais douane, protection et barrière s'opposant à l'écoulement des marchandises vers l'intérieur, vers les marchés de l'Europe centrale. Impossible à la métropole maritime de se relier d'une façon étroite, intime, avec le cœur de l'Allemagne, de lever les obstacles, de supprimer les barrières vers l'intérieur, sans interposer celles-ci entre elles et la mer et sans entrer ainsi dans le Zollverein.

Fallait-il sacrifier une position acquise grâce à des libertés séculaires, pour obtenir la protection de l'Empire et le monopole assuré de la plus grande partie de son commerce maritime? Gagnerait-on à l'échange? Grosse question à résoudre et dont l'avenir seul peut dégager l'inconnue.

Après bien des hésitations, la grande ville libre, sollicitée, pressée, séduite par mille offres avantageuses, demanda et obtint son entrée dans le Zollverein. Cette accession a fait l'objet de la convention du 25 mai 1881 entre l'Empire allemand et l'Etat de Hambourg. Elle fut ratifiée par les pouvoirs législatifs de ces deux Etats. La transformation du port de Hambourg de port libre en port du Zollverein doit être terminée au plus tard en 1888.

Des compensations et de nombreuses faveurs ont été accordées à la ville de Hambourg pour prix de son adhésion à la grande ligue commerciale allemande.

Elle voit ses installations maritimes complétées et

considérablement accrues, son port et son fleuve améliorés en majeure partie au moyen des finances de l'Empire.

Elle conserve un port franc dans l'étendue duquel seront limitées les libertés et facilités commerciales qui, à l'heure présente, s'étendent à l'Etat de Hambourg tout entier ; en deçà et au delà du port franc, règnera le Zollverein.

Immédiatement à l'amont du port franc qui s'étend devant la ville, on construit en ce moment, sur la branche septentrionale de l'Elbe, un nouveau pont qui sera un trait-d'union, un lien matériel entre Hambourg et les Etats du Zollverein. Cet ouvrage important, dont cette notice va donner la description, est conçu avec un caractère monumental et décoratif en rapport avec le fait économique considérable qu'il consacre et avec sa situation aux abords d'une grande ville.

Le système de construction adopté pour cet ouvrage est exactement le même que celui du pont du chemin de fer de Brême à Hambourg, un peu à l'amont du nouvel ouvrage, ainsi qu'on le voit au plan d'ensemble (pl. III, fig. 3). Il est destiné à livrer passage à une large voie carrossable bordée de chaque côté d'une voie pour piétons et, en prévision de l'avenir, l'infrastructure est établie de façon à permettre l'établissement d'un pont pour chemin de fer à double voie. Les travaux sont dirigés par les auteurs du projet, M. Meyer, ingénieur en chef, et M. Gleim, ingénieur, à l'obligeance desquels nous sommes redevables de nombreux renseignements ainsi que des dessins et des plans du pont. Nous sommes heureux de pouvoir leur en témoigner ici tous nos remerciements.

L'ouvrage comprend trois travées métalliques ayant chacune 102 mètres de longueur mesurée d'axe en axe des appuis, et quatre arches voûtées de $21^{m},30$ d'ou-

verture, disposées par couple de part et d'autre des travées métalliques.

Les travées centrales du pont (pl. III, fig. 1 et 2) sont formées de deux poutres principales distantes de $8^{m},30$ d'axe en axe (fig. 2, pl. IV). Ces poutres principales ont 101 mètres de portée ; elles s'appuyent à une certaine hauteur au dessus de la voie charretière, sur des supports élevés qui sont en maçonnerie pour les deux piles extrêmes, et en métal pour les deux piles du milieu. Elles sont constituées chacune par deux arcs treillissés, affectant exactement la même forme géométrique, et placés l'un au dessus de l'autre, en présentant leur convexité en sens contraire; ces deux arcs, réunis et fixés entre eux à chacune de leurs extrémités, sont, en outre, reliés par un certain nombre de tiges verticales. Aux poutres principales sont suspendues, au moyen d'un treillis vertical, les entretoises ou pièces de pont du tablier métallique.

L'espace réservé à la circulation entre les poutres principales, présente une largeur utile de $7^{m},60$ ; des trottoirs, d'une largeur utile de 2 mètres, sont placés en encorbellement à l'extérieur des poutres. La largeur totale du pont, d'axe en axe des garde-corps placés le long de l'arête extérieure de chaque trottoir, est de 13 mètres.

Les quelques cotes qui suivent permettent de se rendre compte de la hauteur relative des points principaux du pont, l'un par rapport à l'autre :

Cote de la face supérieure des pierres d'appui des piles du milieu . . . . . . . . . + $9^{m},80$

Cote du point le plus bas d'une entretoise, c'est-à-dire de toute la superstructure . . . . . . . . . . . . . + $10^{m},60$

Cote du pcint culminant du pavage de la chaussée . . . . . . . . . . + $11^{m},60$

Cote du point le plus bas de l'arc inférieur (au milieu). . . . . . . . . + $11^m,80$

Cote de la face supérieure des pierres d'appui des piles extrêmes . . . . . + $18^m,80$

Cote de l'axe horizontal de symétrie des poutres principales. . . . . . . + $22^m,25$

Cote du point le plus élevé de l'arc supérieur (au milieu) . . . . . . . + $32^m,70$

(Ces cotes sont prises par rapport au zéro du nouvel étiage de Hambourg ; la marée atteint, en moyenne, en basses eaux, la cote + $3^m,26$, et en hautes eaux, la cote + $5^m,08$ ; cote des plus hautes eaux, pendant les marées extraordinaires : + $8^m,74$).

## CHAPITRE II.

### POUTRES PRINCIPALES.

#### 1° *Forme géométrique.*

Il vient d'être dit que chaque poutre est formée de deux arcs superposés de même forme géométrique, mais à courbure inverse. Chacun de ces arcs se compose de deux cours de semelles disposées suivant des lignes polygonales, dont les sommets correspondants sont placés verticalement l'un au dessus de l'autre ; les éléments des polygones sont parallèles entre eux et leurs sommets sont reliés par des verticales et par un système de diagonales croisées sur toute la longueur de la poutre.

Les arcs, on le sait déjà, ont 101 mètres de portée ; leur flèche est de $8^m,65$ et la distance verticale constante des deux cours de semelles est de $3^m,10$ d'axe en axe. Ils sont formés de vingt-six panneaux de longueur variable, ceux des extrémités ayant $4^m,30$ de longueur et les autres, sans exception $3^m,85$.

Sur la fig. 1 de la pl. IV, les diverses parties de la poutre sont ramenées à leur axe et se trouvent cotées. Cette figure renseigne aussi les longueurs théoriques des éléments constitutifs des arcs et des ordonnées de chacun des sommets des polygones. Il serait facile de vérifier que les sommets, dans la partie centrale, s'écartent fort peu du tracé d'une parabole.

## 2° *Semelles des arcs.*

### A. PANNEAUX ORDINAIRES.

#### Section transversale des semelles.

Elle se compose de parties constantes et de parties variables, disposées de façon à lui donner une forme en *H* (pl. V, fig. 4, 4′, 4″, 4‴).

Les parties constantes sont formées de :

2 tôles verticales de 500 millimètres de largeur et de 14 millimètres d'épaisseur ;

2 tôles verticales de 260 millimètres de largeur et de 14 millimètres d'épaisseur ;

1 tôle horizontale de 420 millimètres de largeur et de millimètres d'épaisseur.

Dans ce qui va suivre, ces pièces seront appelées tôles verticales, tôles intermédiaires et âme : noms donnés par les auteurs du projet.

Les parties variables se composent de quatre cornières extérieures bordant les tôles verticales, et de quatre cornières intérieures reliant ces tôles verticales ainsi que les tôles intermédiaires avec l'âme.

#### Assemblages.

*Leur nombre.* — Les tôles verticales et les tôles intermédiaires d'un panneau sont assemblées, à chaque sommet des polygones, avec les pièces correspondantes du panneau suivant, tandis que les cornières et l'âme,

courbées suivant la direction des semelles, ont la longueur de deux panneaux consécutifs et ne s'assemblent, dès lors, que de deux en deux sommets ; les joints de ces derniers assemblages sont, d'ailleurs, placés en quinconce, les assemblages de l'âme et des cornières extérieures se trouvant aux sommets pairs de l'arc et, ceux des cornières intérieures, aux sommets impairs.

*Leur direction.* — C'est suivant les bissectrices des angles formés par les côtés consécutifs des polygones que se trouvent respectivement tracés les joints des divers assemblages des semelles ; il n'y a d'exception que pour les tôles intermédiaires.

Comme la forme géométrique des semelles est déterminée de telle façon que les angles précités ont la même valeur à tous les sommets, à une seule exception près et déjà signalée, toutes les parties constituant ces semelles sont coupées à leurs extrémités sous le même angle. De là résulte une très grande facilité pour le montage des poutres, attendu que la courbure des cornières et de l'âme se fait ainsi sur un même modèle et que l'exécution des extrémités s'opère d'une façon très simple, par superposition.

*Modes d'assemblages.* — Examinons maintenant la manière dont s'effectuent, au droit des différents sommets, les assemblages des pièces correspondantes de deux panneaux successifs (pl. V, fig. 4, 4′, 4″, 4‴).

Les joints des *tôles verticales* sont recouverts directement, et d'un côté seulement, par les plaques d'assemblage, les mêmes qui réunissent, à chaque sommet, les verticales et les diagonales de l'arc treillissé.

Pour l'*âme*, dont l'épaisseur est aussi de 14 millimètres, le recouvrement comprend d'abord deux fers plats placés entre les branches horizontales des cornières intérieures et de même épaisseur que celles-ci, et, en outre, deux fers plats de 10 millimètres d'épais-

seur, de même forme pour tous les sommets des polygones, et qui s'étendent à la fois sur les branches horizontales des cornières intérieures et sur la partie de l'âme directement recouverte.

Dans les assemblages des *cornières intérieures*, le joint est recouvert par des éclisses-cornières, et dans ceux des *cornières extérieures*, chaque branche est recouverte, au droit du joint, par une éclisse plate. Pour les assemblages où des cornières d'épaisseur différente doivent être réunies, l'épaisseur de l'éclisse est diminuée, contre la cornière la plus forte, de la différence d'épaisseur des deux cornières.

Il est nécessaire, pour assembler aux divers sommets à la fois les diagonales et les verticales d'un même arc, comme aussi les tiges de liaison de deux arcs et les tiges de suspension du tablier, de faire usage de tôles planes et d'une seule pièce. Ces « tôles d'assemblages », s'interposant entre les « tôles verticales » et les branches verticales des cornières intérieures, devaient nécessairement être prolongées, sur toute l'étendue de chaque panneau, par une fourrure.

Les *tôles intermédiaires* tiennent lieu de fourrures, et réunies qu'elles sont aux tôles d'assemblage par des éclisses placées à l'extérieur et qui recouvrent le joint, elles servent, au point de vue de la résistance, comme élément utile de la section transversale de la poutre.

Deux tôles intermédiaires successives sont donc séparées par une « tôle d'assemblage ». Il existe donc deux joints, mais la même éclisse recouvre ceux-ci, et elle est coudée de façon qu'elle ait, dans les deux panneaux contigus, la même direction que les semelles de l'arc dans ces mêmes panneaux.

Ces éclisses ont, pour toutes les semelles, une largeur

constante de 230 millimètres; mais leur importance n'étant pas la même comme éléments utiles de la section transversale au point de vue de la résistance, suivant qu'elles appartiennent à l'arc inférieur (qui travaille par extension) ou à l'arc supérieur (qui travaille par compression), on leur a donné 18 millimètres d'épaisseur dans les premiers cas et 12 millimètres seulement dans le second, le nombre des rivets d'attache étant d'ailleurs déterminé en conséquence.

**Rivets.**

On s'est préoccupé de disposer, avec la plus grande uniformité possible, les cours longitudinaux des rivets, ainsi que les groupes de rivets placés aux divers sommets.

C'est ainsi que les rangs de rivets qui réunissent les cornières intérieures aux âmes, d'une part, et ceux qui fixent ces cornières aux tôles verticales, d'autre part, conservent entre eux une distance constante, qui est respectivement de 290 millimètres et de 144 millimètres sur toute la longueur de la semelle, bien que sur cette étendue les branches des cornières aient des longueurs variables.

Pour les cornières extérieures, fixées seulement par une branche, la règle a été modifiée : deux rivets au lieu d'un, servent à fixer les branches de cornières partout où leur longueur dépasse 100 millimètres (v. fig. 4, 4′, 4″, 4‴, pl. V).

Les rivets des éclisses ont 26 millimètres de diamètre et sont espacés de 80 millimètres dans le sens longitudinal.

En dehors des éclisses, les rivets servant uniquement de liaison, leur espacement a été porté à 190 millimètres et leur diamètre réduit à 23 millimètres (v. pour les dimensions des rivets et boulons, le petit tableau inséré dans la pl. IV).

### *B*. PANNEAUX EXTRÊMES.

**Modifications des semelles.**

Dans chacun des panneaux extrêmes, les semelles des arcs subissent certaines modifications qui s'étendent, de part et d'autre, jusque dans le second panneau.

Ces modifications consistent notamment :

1° Dans une augmentation graduelle de la hauteur des semelles, depuis la verticale passant par le sommet 1 jusqu'au droit de la verticale de support, où la surface d'assemblage doit être suffisante pour une attache solide. Toutefois, la forme et la composition de la section transversale dans la semelle extérieure de l'arc étendu sont les mêmes que dans les panneaux ordinaires ;

2° Dans les transformations indispensables pour permettre les croisements des semelles intérieures au droit des sommets 1 et l'assemblage des semelles entre elles et avec la verticale de support au droit de celle-ci.

Les deux semelles de l'arc comprimé subissent la modification suivante : les âmes des deux semelles qui, jusqu'au second panneau, présentent une largeur constante de 420 millimètres se prolongent dans ce panneau, en forme de trapèze (pl. VII, fig. 1, coupes *CD* et *GH*), de façon à atteindre le chiffre de 476 millimètres au droit du point où commencent les éclisses réunissant les tôles intermédiaires au sommet 1. La largeur de 476 millimètres se maintient dans le premier panneau, jusqu'à la verticale de support.

Au droit de la verticale 1, la section transversale de la semelle intérieure de l'arc étendu se trouve réduite à 3 paires de tôles (pl. VII, fig. 1, coupe *EF*, et fig. 2, coupe *J'K'*), celles du milieu ayant 12 millimètres

d'épaisseur et les autres 14 millimètres, celles-ci espacées entre elles de 420 millimètres. Ces tôles occupent la place des tôles verticales et intermédiaires de la section normale lesquelles s'arrêtent, les premières, à une distance de $1^m,410$, et les secondes, à une distance de $1^m,770$ du point d'intersection. C'est, du reste, à la plaque d'assemblage du point d'intersection que s'arrêtent les cornières extérieures de la semelle en question.

On voit sur le dessin de la planche VII (coupe *E F*), comment les tôles extérieures de la semelle intérieure de l'arc étendu viennent s'appliquer directement au sommet I, contre la face intérieure des plaques d'assemblage fixées de chaque côté contre les tôles verticales de la semelle intérieure de l'arc comprimé.

Il va de soi que, pour livrer passage aux trois paires de tôles verticales de la semelle modifiée de l'arc étendu, l'âme de la semelle de l'arc comprimé présente, de part et d'autre du point d'intersection, sur les bords et au milieu, des fentes bien aménagées, les cornières intérieures de cette semelle étant, du reste, interrompues en cet endroit. Un renforcement est créé par quatre cornières qui saisissent l'âme à la fente ménagée pour le passage des tôles du milieu de la semelle de l'arc étendu et la relient en même temps à ces dernières.

Il résulte des dispositions précédentes que la verticale qui relie, au droit du sommet 1, la semelle extérieure de l'arc comprimé au point d'intersection des deux semelles intérieures, présente, ainsi que l'indique la coupe *E F* précitée, une largeur constante de 476 millimètres tandis que celle qui relie ce même point d'intersection à la semelle extérieure de l'arc étendu a une largeur qui va en diminuant du haut vers le bas, de 476 millimètres à 420 millimètres ; les diagonales du second panneau sont, en conséquence,

un peu déjetées vers l'extérieur, entre la verticale 1 et la verticale 2.

**Assemblages des arcs avec les verticales de support.**

Les verticales extrêmes, ou verticales de support, se composent de douze cornières à branches inégales, les branches longues étant placées dans la direction des semelles ; ces cornières, groupées quatre par quatre, de la façon indiquée à la fig. 2 (coupe *R S*, pl. V), saisissent les semelles à leur point de jonction deux à ceux, ainsi qu'il est représenté à la fig. 4 de la même planche.

Afin de permettre la réalisation d'un tel assemblage, toutes les semelles subissent, dans leur section transversale, la transformation déjà décrite pour la semelle intérieure de l'arc étendu, c'est-à-dire que toutes les cornières, ainsi que l'âme, sont remplacées par des tôles verticales.

Dans la semelle extérieure de l'arc étendu, toutes ces tôles s'étendent jusqu'à la limite postérieure des verticales de support ; en ce qui concerne les cornières extérieures, celles qui sont placées à la partie inférieure de la semelle continuent jusqu'à la limite antérieure de ces verticales, tandis que celles qui sont placées à la partie supérieure s'arrêtent à la plaque d'assemblage (fig. 2, pl. V).

Les tôles verticales des deux semelles de l'arc comprimé s'étendent également jusqu'à la limite postérieure des verticales extrêmes, tandis que toutes leurs cornières extérieures s'arrêtent à la limite antérieure de ces verticales (fig. 2 et 4).

Comme l'indiquent les coupes *P' Q'* et *P'' Q''* (fig. 2, pl. V), les plaques d'assemblage, distantes l'une de l'autre, pour chaque arc, de 476 millimètres, s'appliquent contre la face intérieure des tôles verticales dans

les semelles de l'arc comprimé, tandis qu'elles recouvrent extérieurement les mêmes tôles dans les semelles de l'arc étendu, ces dernières ayant conservé intérieurement, la largeur normale de 420 millimètres.

En dehors des assemblages avec les semelles, les branches longues des cornières des verticales de support sont réunies entre elles, deux à deux, simplement par des boulons, sans interposition de fourrures (voir fig. 2, coupe *RS*); des tôles sont, au contraire, interposées entre les branches courtes, lesquelles sont assemblées au moyen de rivets.

Ces cornières dépassent les semelles, à la partie inférieure, d'une quantité suffisante pour être assemblées et réunies en un tout extrêmement rigide à l'aide de fourrures interposées, et venir ainsi occuper la position que doit avoir la verticale de support sur la face supérieure de l'appui avec lequel elle peut, de cette façon, être directement assemblée.

### 3° *Verticales et diagonales des panneaux ordinaires ; tiges de liaison des deux arcs.*

#### Verticales.

Toutes les verticales d'un même arc, à l'exception de celles des extrémités, ont même longueur et même section et sont identiques entre elles. Elles ont une forme en double ⊤, dont les tables se composent de deux cornières à branches inégales, rivées l'une à l'autre par la branche courte, et dont l'âme est un treillis simple à fers plats.

Elles viennent se fixer, par la branche longue des cornières des tables, sur la partie des plaques d'assemblage qui fait saillie sur les semelles (voir fig. 3 et 4, pl. VI).

Dans l'arc étendu, les cornières des verticales sont,

dans la mesure déterminée pour les tôles, un peu plus fortes que celles des verticales de l'arc comprimé, et les fers plats du treillis y ont aussi une largeur un peu plus grande, à l'exception toutefois des verticales correspondant aux sommets 1, lesquelles ont exactement la même section dans les deux arcs. La même remarque s'applique au nombre et au diamètre des rivets de fixation.

Les cornières des verticales ont les dimensions suivantes :

Pour l'arc inférieur $\frac{100 \times 65}{10}$;

» » supérieur $\frac{70 \times 50}{10}$.

### Diagonales.

Les diagonales sont des fers ⊥ (fig. 1, pl. V), dont la section transversale va en augmentant du milieu de la poutre vers les appuis. Elles sont fixées aux plaques d'assemblage, les plus courtes se plaçant sur la face intérieure de ces plaques, les plus longues sur la face extérieure; elles sont aussi réunies entre elles, à leur point de croisement, au moyen de deux boulons ayant un peu de jeu.

Des fers en ⊥, de quatre types distincts, servent à former les diagonales, leur section variant suivant la position qu'elles occupent.

### Tiges de liaison.

Les tiges verticales allant d'un sommet à l'autre des deux arcs d'une même poutre, sont des poutrelles I (fig. 3, pl. IV), de section transversale constante sur toute la longueur de la poutre, et dont l'âme se trouve dans un plan dirigé normalement à l'axe du pont.

La solidarité de ces tiges avec les semelles inté-

rieures des deux arcs s'établit au moyen d'une double éclisse qui embrasse à la fois l'âme de la poutrelle et une tôle de même épaisseur que celle-ci, reliant les deux plaques d'assemblage d'un même sommet et fixées à ces plaques par des cornières de $\frac{70 \times 70}{10}$.

Dans les panneaux du milieu, où les tiges de liaison ont une grande longueur, elles sont formées de deux tronçons assemblés par des doubles éclisses embrassant les âmes.

4° *Contreventement des arcs comprimés.*

De par sa forme même, le pont ne rend possible le contreventement des poutres qu'entre les deux arcs supérieurs qui sont reliés entre eux (fig. 2, 3, 4, pl, IV), à chaque sommet respectivement par des entretoises et des diagonales croisées.

Sauf au droit des verticales de support, on a renoncé à relier entre eux les arcs par des diagonales allant de la semelle extérieure de l'un à la semelle intérieure de l'autre.

*Les entretoises*, à l'exception des dernières au droit des verticales extrêmes, affectent une forme en ⊐ réalisée par deux cornières réunies entre elles par un treillis simple à fers plats; et pour donner aux entretoises une résistance croissante du milieu d'une travée vers ses extrémités, on augmente graduellement entre ces points la section des cornières. Elles se placent partout de façon que leur plan médian coïncide avec la direction de la bissectrice de l'angle formé par deux panneaux consécutifs des semelles. Enfin au droit du sommet 1, elles ont 56 millimètres de longueur en moins qu'aux autres sommets, parce que la largeur des semelles est, en ce point, augmentée de la même quantité.

Au droit des verticales de support, le contreventement comprend, outre les entretoises ordinaires (fig. 3, pl. VII), deux diagonales placées dans un plan vertical transversal et formées chacune d'un fer en ⊥. Par suite de la présence de ces pièces, les entretoises sont ici disposées dans un plan vertical, et elles affectent la forme de poutres en I, constituées par quatre cornières juxtaposées deux à deux le long d'une de leurs branches et reliées entre elles par un fort treillis à fers plats : tout est ainsi disposé pour donner au contreventement une augmentation de résistance notable au droit des appuis.

Signalons en terminant que toutes les entretoises sont reliées entre elles, à chaque 1/3 de leur longueur, par une cornière qui s'étend sur toute la longueur des poutres (fig. 4, pl. VI) : ce dispositif a pour but, d'une part, d'augmenter la rigidité du contreventement, qui, par elle-même, n'est pas très considérable, et, d'autre part, de fournir des points d'appui intermédiaires aux diagonales.

### 5° *Principes et avantages du système adopté.*

On a pu voir, par l'analyse qui vient d'être faite du mode de construction des poutres principales, combien la forme en *H* donnée à la section transversale des arcs offre d'avantages, au point de vue de la simplicité des assemblages, et comme elle se prête facilement aux variations des dimensions de cette section, ainsi qu'aux différentes modifications qu'elle doit subir aux extrémités des arcs. Ces avantages sont constatés par M. Morandière, dans les termes suivants (voir son traité de la construction des ponts, 4ᵉ fascicule, page 817) : « La section de ces semelles (celles des « arcs constituant les poutres principales du pont pour « chemin de fer de Brême à Hambourg), est celle

« d'un *H*, que l'on trouve dans beaucoup de ponts
« allemands et qui a été adoptée en vue de la simpli-
« cité des assemblages. En effet, pour obtenir les
« variations voulues de la section totale des semelles
« aux divers points de leur longueur, on fait varier
« seulement la section des cornières; les lames de
« tôle, posées bout à bout, ne présentent alors aucun
« gradin et leurs couvre-joints se posent sans l'inter-
« vention d'aucune fourrure. La disposition en *H* se
« prête également très bien à l'emploi général des
« doubles couvre-joints, d'où résulte une diminution
« du nombre des rivets ».

On peut ajouter encore que cette exécution facile des assemblages n'est pas obtenue au détriment de la stabilité des poutres et que l'on a su éviter par des renforcements dûment calculés ce défaut fort commun de créer, au droit des assemblages, des points faibles où le travail du fer dépasse le taux normal.

Comme on a pu le voir aussi, les deux arcs d'une même poutre ne sont que très faiblement reliés entre eux au moyen de tiges de liaison verticales : c'est ce fait, combiné avec celui de la similitude complète existant dans le mode de composition de l'arc étendu et de l'arc comprimé de chaque poutre, qui différencie le pont actuel de ceux de Saltash et de Mayence, dont les poutres affectent la forme de celles du pont de Hambourg, mais appartiennent, les premières, au système des poutres paraboliques, et les secondes, au système des poutres Pauli.

L'ouvrage qui nous occupe n'est, en somme, qu'un système de pont suspendu, dans lequel le câble flexible serait remplacé par deux arcs rigides de courbure inverse, sur lesquels les charges sont régulièrement réparties; aux extrémités, là où les deux arcs sont assemblés directement l'un à l'autre, la poussée hori-

zontale de l'un est égale et opposée à la traction de l'autre, de sorte que les efforts horizontaux sur l'appui s'équilibrent et que les supports ne sont chargés que dans le sens vertical.

Le mode de composition des poutres donne d'ailleurs au pont un caractère d'élégance et un aspect de légèreté qu'on est loin de rencontrer au même degré dans les ponts à poutres droites ou cintrées de grande hauteur, dont le treillis est composé d'un grand nombre de verticales et de diagonales de dimensions plus ou moins considérables.

Nous ferons voir, du reste, plus loin, par des comparaisons, combien les ponts construits dans le système que nous analysons présentent de légèreté relative.

## CHAPITRE III.

### APPUIS ET SUPPORTS DES APPUIS.

#### 1° *Appuis.*

Ainsi que nous l'avons dit au début de cette notice, les poutres principales viennent reposer à leurs extrémités, par l'intermédiaire d'appuis, sur des supports qui sont en maçonnerie pour les deux piles extrêmes, et en métal pour les deux piles centrales. Les deux poutres de chaque travée reposent, d'un côté sur des appuis fixes, et de l'autre sur des appuis mobiles ; et ces appuis sont distribués de telle façon que, sur les deux piles extrêmes, il ne se trouve que des appuis fixes, sur une des piles centrales deux appuis fixes et deux appuis mobiles, et sur l'autre pile centrale quatre appuis mobiles.

Chaque appui se compose essentiellement d'une rotule assise sur une chaise de forme spéciale qui vient reposer sur le support.

Les rotules des différents appuis affectent toutes exactement la même forme et les mêmes dimensions et, comme d'ordinaire, se composent de : deux selles en acier, l'une droite et l'autre renversée, séparées par un cylindre de compression également en acier (fig. 1, pl. VI, 6 vues et coupes). Sur la selle supérieure vient s'appuyer la verticale de support de la poutre, les deux surfaces de contact parfaitement planes, étant séparées par une lame de plomb de 3 millimètres d'épaisseur; deux coins sont placés transversalement, en vue de la fixation latérale. La selle inférieure repose sur la chaise d'appui par l'intermédiaire de six coins en acier poli qui s'emboîtent exactement dans des logements parfaitement ajustés.

Cette chaise, qui est en fonte, présente, pour chaque appui, la forme d'une poutre dont l'âme est placée dans une direction perpendiculaire à l'axe du pont et dont les tables, de largeurs inégales (la plus étroite se trouvant à la partie supérieure), sont reliées entre elles au moyen de nervures inclinées de 40 millimètres d'épaisseur; la position de ces nervures est déterminée de manière telle qu'à leur partie supérieure elles se trouvent exactement, de chaque côté de l'âme, en dessous des coins dont il vient d'être question, afin de répartir, le plus régulièrement possible, la pression sur la table inférieure de la chaise.

Les chaises des différents genres d'appuis diffèrent entre elles par leurs dimensions et par la manière dont elles reposent sur le support inférieur.

Les dimensions principales des chaises des appuis fixes des piles centrales sont les suivantes :

| | | |
|---|---|---|
| | hauteur : | $0^m,700$ ; |
| Table supérieure | largeur : | $0^m,450$ ; |
| | longueur : | $0^m,736$ ; |
| Table inférieure | largeur : | $0^m,940$ ; |
| | longueur : | $1^m,000$ ; |

Entre ces chaises et le support métallique sur lequel elles reposent, se trouve intercalée une plaque en acier de 100 millimètres d'épaisseur dont la face supérieure est parfaitement rabotée et unie à l'égal de la face inférieure de la chaise, mais dont l'autre face présente des rainures dans lesquelles viennent se placer les nervures du support, avec interposition, entre les surfaces de contact, de feuilles de plomb de 3 millimètres d'épaisseur.

Les chaises des appuis des piles extrêmes qui, comme nous l'avons dit, sont tous fixes et reposent sur des supports en maçonnerie, sont un peu plus élevées et présentent une base beaucoup plus étendue que les chaises précédentes. Voici leurs dimensions :

hauteur : $0^{m},770$ ;

Table supérieure : mêmes dimensions que précédemment;

Table inférieure { largeur : $1^{m},600$ ; longueur : $1^{m},300$ ;

Ces chaises reposent, par leur face inférieure, parfaitement unie, sur une plaque de plomb de 3 millimètres d'épaisseur, laquelle est établie elle-même sur une couche de ciment de 9 millimètres d'épaisseur, rendue bien plane et étendue sur la pierre du support dont les inégalités de surface sont ainsi évitées.

Enfin, les dimensions des chaises des appuis mobiles des piles centrales diffèrent de celles des chaises des appuis fixes de ces mêmes piles, en ce que leur hauteur n'est plus que de $0^{m},450$, et la largeur de la base, de $0^{m},824$ seulement.

Elles reposent inférieurement chacune sur cinq dés en acier de $0^{m},250$ de hauteur sur $0^{m},125$ d'épaisseur et distants, d'axe en axe, de $0^{m},150$ ; ces dés sont placés eux-mêmes sur une plaque d'acier analogue à celles que nous avons décrites en premier lieu.

Afin que l'appui soit guidé, chaque dé présente à ses extrémités des rainures dans lesquelles viennent s'appliquer des saillies de même forme dont sont munies la face inférieure de la chaise d'appui et la face supérieure de la plaque d'acier qui se trouve en dessous des dés. Ceux-ci sont reliés entre eux et maintenus par deux fers plats disposés de chaque côté des dés, ainsi qu'il est indiqué à la coupe *GH*.

Ils sont garantis contre l'encrassement venant du dehors, de même que la face supérieure de la plaque d'acier, par des tôles verticales fixées à la chaise d'appui et formant une sorte de boîte qui suit cette dernière dans tous les mouvements qui lui sont communiqués par les changements de température.

2° *Supports.*

Les piles-culées ont un cachet monumental ; elles sont traitées dans le style à tourelles et à créneaux, aussi en usage en Allemagne tant pour les travaux du génie civil, que pour ceux du génie militaire. Elles ne présentent aucune particularité de construction.

Les supports métalliques des piles centrales, au contraire, méritent quelque attention ; elles se composent (voir pl. VI, fig. 2, coupes *JK* et *LM*), en élévation, de trois parties superposées, celles de la base et du sommet pouvant être montées séparément à l'usine : cette disposition a pour but de faciliter le travail à la machine à planer, de la surface inférieure par laquelle le support s'appuie sur la plaque de fondation, comme aussi de la surface supérieure, sur laquelle vient reposer l'appui de poutres principales.

Le mode de construction de la partie centrale du support ne présente rien de remarquable : la section transversale a la forme d'un double rectangle, ainsi que l'indique la coupe $\alpha'$ $\beta'$. La paroi latérale

extérieure reçoit une inclinaison de 1/90 et est pourvue d'ouvertures destinées à permettre de monter le long du support : ces ouvertures sont fermées, en temps ordinaire, au moyen de tôles de 6 millimètres d'épaisseur.

On a adopté, pour la base et le sommet des supports, un mode de construction destiné à fournir une surface de contact aussi grande et, en même temps répartissant les pressions, aussi régulièrement que possible, d'une part, entre les supports et les appuis des poutres principales, d'autre part, entre ces mêmes supports et les plaques de fondation sur lesquelles ils reposent.

En conséquence, (fig. 2, coupes *JK* et *LM*, et vue de la face supérieure du support), aux trois parois transversales et aux deux parois longitudinales qui s'étendent sur toute la hauteur du support, on a ajouté, au sommet, une paroi longitudinale intermédiaire (V. coupe *JK*) et deux parois transversales intercalées entre les premières, tandis qu'à la base, les trois parois transversales, ainsi que deux parois supplémentaires intercalées entre ces dernières, s'étendent vers le bas en forme de trapèze (fig. 2, 3 et 4). Une augmentation des surfaces de contact est encore réalisée, tant à la base qu'au sommet, par l'interposition, le long de chaque paroi, d'un certain nombre de tôles supplémentaires indiquées sur les coupes.

Au sommet, les deux supports placés vis-à-vis l'un de l'autre dans le sens transversal, sont reliés entre eux par un solide contreventement (dessiné partiellement vers le haut de la coupe *JK*), et ce contreventement comprend trois panneaux treillissés formés à l'aide de fers en ⊐ et en ⊤. Aux bases de ces deux mêmes supports, sont fixées deux entretoises dont il sera parlé plus loin, à l'occasion de l'assemblage du tablier avec les supports.

Chaque support repose sur une plaque de fondation en acier, représentée au bas des coupes *JK* et *LM* (fig. 2), ainsi que sur les figures 3 et 4. L'épaisseur de la plaque d'acier n'est pas constante ; elle présente supérieurement des évidements entre les parois transversales de la base du support, lesquelles viennent s'appuyer sur les parties planes supérieures de la plaque d'acier avec interposition de feuilles de plomb de 3 millimètres d'épaisseur.

Pendant le montage, le support est fixé sur la plaque de fondation au moyen de deux coins placés dans des mortaises établies au milieu des parois transversales extérieures de la base du support.

## CHAPITRE IV.

### CHAUSSÉE ; SA SUSPENSION ; SON CONTREVENTEMENT.

### *Disposition générale du tablier.*

Le tablier métallique se compose (pl. VII), comme à l'ordinaire, d'entretoises et de longrines, les secondes s'appuyant sur les premières qui, elles-mêmes, sont suspendues aux poutres principales.

Entre les longrines se trouvent interposées des tôles cintrées recouvertes d'une couche de béton dressée suivant le bombement de la chaussée, qui est pavée en blocs de bois goudronnés.

On a recouvert la plateforme des trottoirs d'une couche d'asphalte de 20 millimètres d'épaisseur, étendue sur une aire de béton qui est supportée par des traverses métalliques assez semblables aux Wautherin.

La forme, les dimensions et les espacements des entretoises et des consoles sont indiqués aux plans dans les fig. 1 et 2 (pl. VII) et fig. 6 (pl. VI).

Il n'y a dans les assemblages des entretoises et des consoles, rien de spécial à signaler et que la lecture des plans ne permette de saisir.

Il est peut-être utile de faire observer cependant, que la forme des consoles permet le passage des conduites d'eau et de gaz disposées de la façon indiquée à la fig. 4 (pl. VII).

*Tiges de suspension.*

Ces tiges ont la forme de poutres I treillissées, dont les tables sont deux cornières de $\frac{90 \times 90}{10}$, et les barres du treillis des fers plats de $60 \times 10$ (v. fig. 3, pl. VII).

Entre les cornières de chaque tige, passe inférieurement l'âme de l'entretoise correspondante, ce qui donne un assemblage facile au moyen de rivets; supérieurement, les tiges se fixent de même aux plaques d'assemblage de l'arc inférieur des poutres principales.

La longueur de chacune des tiges de suspension est calculée de telle façon que, en les supposant simplement fixées à leur partie supérieure aux poutres principales, les points d'appui des différentes entretoises se trouvent, à la partie inférieure, sur un arc de cercle tournant sa convexité vers le haut et dont la corde correspond à la position définitive de ces points d'appui, quand le pont est complètement chargé.

*Longrines.*

Elles sont au nombre de huit, en y comprenant les deux longrines extérieures des trottoirs, et sont désignées, de chaque côté de l'axe du pont, par les chiffres I, II, III, IV, à la fig. 6, pl. VI, sur laquelle se trouve également indiquée leur portée.

Les quatre longrines du milieu (I et II), sont distantes

l'une de l'autre de $1^m,57$ d'axe en axe, les longrines II et III de $1^m,58$, et enfin, les longrines III et IV, de $2^m,56$.

Les longrines I et II sont des poutrelles laminées I en double T, de 380 millimètres de hauteur pour les longrines I, et de 320 millimètres de hauteur pour les longrines II.

Les longrines III, appartenant aussi bien aux trottoirs qu'à la chaussée, ont une forme spéciale appropriée à leur situation particulière (fig, 1, pl. VII); leur hauteur est de 400 millimètres.

Enfin, les longrines IV sont des poutrelles laminées en ⌉ de 260 millimètres de hauteur.

Les premières sont fixées aux entretoises, les secondes aux tiges de suspension, et les troisièmes à la tôle d'assemblage extérieure des cornières de chaque console.

*Chaussée et trottoirs.*

Les tôles cintrées, dont nous avons parlé, et qui servent de plateforme d'appui à la chaussée, ne diffèrent entre elles que par leur épaisseur, celles qui se trouvent sous la partie centrale de la chaussée ayant 8 millimètres d'épaisseur, et les autres 6 millimètres seulement.

La largeur de la partie cintrée, $1^m,42$, la courbure dont la flèche est de 1/10^e^, et la distribution des rivets d'attache, sont exactement les mêmes pour toutes, de telle façon qu'elles peuvent être réalisées au moyen d'un seul et même gabarit, et que le percement des trous de rivets peut être effectué à l'aide d'un seul patron.

Deux tôles cintrées seulement sont employées pour couvrir chacun des espacements compris entre les longrines et les entretoises consécutives; le joint intermé-

diaire est formé d'une plaque de $\frac{120}{10}$ reliant l'une des tôles à l'autre.

Les fers rappelant le profil des traverses de Wautherin, recouvrant les trottoirs, ont une hauteur de 75 millimètres ; ils prennent appui sur les longrines, comme l'indiquent les figures de la planche VII (1, 2, 4, 5). Du côté de la voie, ils sont fixés à la table des longrines par des petites plaques de serrage ajustées par un boulon ; du côté extérieur ils sont maintenus en place par l'intermédiaire d'une tôle longitudinale de $0^{m},250$ de hauteur, munie de deux cornières disposées de la façon indiquée à la fig. 2.

Cette tôle est elle-même reliée aux longrines extérieures, comme l'indique la fig. 5, pl. VII, au moyen de pièces en fonte, disposées au droit de chaque console et au droit du milieu de l'intervalle compris entre deux consoles consécutives, pour recevoir dans des douilles *ad hoc*, les montants des garde-corps.

Pour l'écoulement des eaux de la chaussée, il est prévu sous le trottoir, de trois en trois compartiments du tablier, des barbacanes en fonte indiquées, en coupe longitudinale, à la fig. 5, pl. VII, et présentant du côté du trottoir, une patte horizontale sur laquelle vient prendre appui la traverse correspondante, recoupée en conséquence d'une certaine quantité.

*Disposition de la partie métallique au droit des appuis. Dilatation.*

Aux deux extrémités du pont, les longrines marquées *I* et *II* (fig. 6, pl. VI), ont, dans le dernier compartiment de la chaussée, une hauteur moindre que dans les autres compartiments. Elles sont prolongées au dehors du parement des piles et reposent sur celles-ci par l'intermédiaire de coussinets en fonte

auxquels elles sont boulonnées (fig. 6 et 7, pl. VII).

Il en est de même des longrines extérieures des trottoirs.

Quant aux longrines *III*, elles sont fixées à des pièces en fonte de forme spéciale et dont il sera parlé plus loin.

La couverture métallique de la chaussée, prolongée comme les longrines, est remplacée ensuite par des voûtes en maçonnerie renversées, affectant supérieurement la même forme que les tôles cintrées (voir fig. 7, coupe *EF*).

Au passage sur les piles du milieu, la continuité des longrines de la voie est interrompue pour permettre au tablier d'obéir aux variations de longueur que subissent les poutres principales, par suite des changements de température.

Les fig. 3, 4, 7, pl. VI, indiquent les dispositifs adoptés au droit de celle des deux piles centrales sur laquelle se trouvent deux appuis fixes et deux appuis mobiles.

Deux entretoises sont fixées aux deux supports métalliques qui se font face sur une même pile.

Du côté des appuis fixes, les longrines viennent s'assembler à l'entretoise comme à l'ordinaire.

Du côté des appuis mobiles, elles viennent reposer sur des consoles en fonte boulonnées à l'entretoise et sur la branche horizontale de laquelle elles peuvent glisser librement (fig. 7).

A l'extrémité du pont se trouvent de petites poutres garde-grèves formées de tôles verticales bordées de cornières, qui suivent le bombement de la voie. Sur la semelle supérieure de l'entretoise extrême au droit de l'appui est boulonnée une pièce en fonte I, de forme en double ⊤, dont la table supérieure se trouve arasée à la même hauteur que les cornières et suit aussi le bombement de la chaussée.

Deux tôles de recouvrement superposées (fig. 7) sont fixées aux cornières des petites poutres garde-grèves et, par conséquent, au tablier en général dont elles suivent les mouvements.

Pour les longrines *III*, on a un dispositif analogue figuré sur la coupe *LM* (fig. 2, pl. VI).

Les dispositions sont les mêmes pour le passage des trottoirs au dessus de la pile. Deux consoles sont fixées à chaque support métallique, dans le prolongement des entretoises dont il vient d'être question. A chacune des consoles situées du côté des appuis mobiles est fixée une cornière longitudinale, qui remplit ici les fonctions de la console en fonte sur laquelle peuvent glisser les longrines de la chaussée ; sur cette cornière longitudinale (fig. 3 et 4, pl. VI), vient reposer par sa table inférieure, la longrine *IV*, dont l'âme est reliée à la console par l'intermédiaire d'une éclisse, au moyen de boulons passés dans des trous ovalisés, de façon à permettre à la longrine de glisser librement; un certain intervalle est nécessairement laissé libre entre deux longrines consécutives.

Des dispositions absolument semblables à celles qui viennent d'être décrites ont été adoptées pour le passage de la voie et des trottoirs au dessus de la pile sur laquelle se trouvent quatre appuis mobiles.

### *Contreventement.*

Le contreventement se compose, comme à l'ordinaire, de diagonales croisées constituées par des fers plats dont les dimensions vont en augmentant du milieu de chaque travée vers les extrémités, et qui sont disposés, en hauteur, de façon à venir s'appliquer contre les tables inférieures des longrines I.

Les diagonales sont reliées, non pas aux entretoises, mais aux tiges de suspension du tablier métallique,

par l'intermédiaire de goussets auxquels elles sont rivées et qui sont fixés eux-mêmes à ces tiges au moyen de cornières, ainsi qu'on le voit, en coupe verticale, à la fig. 1 de la pl. VI.

Au droit des piles extrêmes, les pièces de contreventement sont reçues et fixées dans des pièces en fonte disposées sur les piles de la façon indiquée aux fig. 6 et 7 de la même planche, ce qui nécessite un exhaussement des longrines des compartiments extrêmes de chaque travée.

Au droit des piles du milieu, là où le tablier doit suivre les mouvements provenant des variations de température, les pièces de contreventement peuvent glisser librement dans une pièce en fonte fixée à la base des supports métalliques et présentant la forme indiquée à la fig. 2, pl. VI (coupe *LM*).

## CHAPITRE V.

### POIDS DE L'OUVRAGE ET EXAMEN COMPARATIF AVEC DES OUVRAGES DE MÊME PORTÉE.

Il reste à parler du poids et du montage du pont. Ces deux points ont, en pratique, une importance essentielle. D'eux dépend, en effet, la valeur relative du système qui vient d'être décrit, et sa supériorité ne sera démontrée que si nous faisons voir, comme nous l'avons annoncé déjà, que pour des ouvertures égales, il l'emporte sur les systèmes de ponts donnant les tabliers les plus légers.

Le poids total de la partie métallique d'une travée, supports et appuis non compris, est de 729,000 kilogrammes, se décomposant comme suit :

1° *Poutres principales* : 504,000 *kilogrammes*.

| | | |
|---|---|---|
| Poutres proprement dites . . | 448,924 | kilog. |
| Contreventement des arcs comprimés . . . . . . . . | 38,044 | » |
| Tiges de liaison entre les arcs comprimés et étendus . . | 7,328 | » |
| 2 p. °/₀ environ sur 494,296 pour têtes de rivets . . . | 9,704 | » |
| Total. | 504,000 | kilog. |

2° *Tablier métallique* : 147,000 *kilogrammes*.

| | | |
|---|---|---|
| Entretoises et longrines . . | 101,600 | kilog. |
| Tiges de suspension du tablier. | 11,000 | » |
| Contreventement. . . . . | 29,800 | » |
| Pièces en fonte pour montants de garde-corps et rigoles d'écoulement . . . . . | 4,600 | » |
| Total. | 147,000 | kilog. |

3° *Couverture métallique*. . . 78,000 kilog.

M. Lohse, auteur des projets des ponts établis sur les deux branches de l'Elbe, à Hambourg et à Harbourg, pour le passage du chemin de fer de Hambourg à Brême, a comparé, dans la revue allemande *Zeitschrift für Bauwesen* (voir année 1885, cahiers I et III, pages 86 et 87), le poids par mètre courant de voie de ces ouvrages avec le poids par mètre courant de trois ponts présentant trois systèmes différents de poutres, et dont les grandes travées ont des ouvertures peu différentes de celles des grandes travées des ponts de Hambourg et de Harbourg.

Les ponts dont il s'agit, établis tous trois au dessus du Rhin, et livrant chacun passage à deux voies ferrées, sont les suivants :

1° *Le pont de Cologne*, dont chaque travée se compose de deux poutres en treillis à lisses horizontales continues, sur deux travées successives (1) ;

2° *Le pont en arc de Coblence*, comprenant trois arcs pour chaque travée ; et

3° *Le pont de Wesel*, où l'on a employé des poutres cintrées, au nombre de deux pour chaque travée.

Les ponts de Hambourg et de Harbourg, exécutés d'après le système décrit dans la présente notice, livrent également passage à deux voies ferrées et comprennent, en outre, deux trottoirs réservés aux piétons, trottoirs qu'on ne trouve pas dans les ponts de Cologne et de Wesel et qui n'existent que partiellement dans le pont de Coblence.

En réunissant, pour chacun de ces ouvrages, les éléments qui entrent dans la formation du poids par mètre courant, on obtient le tableau suivant :

| DÉSIGNATION des OUVRAGES. | OUVERTURE LIBRE de CHAQUE TRAVÉE principale. | POIDS TOTAL du tablier métallique pour une travée | POIDS par MÈTRE COURANT de voie. |
|---|---|---|---|
| | | kilogs. | kilogs. |
| Pont de Cologne . . . | 98.236 | 692,197 | 3,523 |
| Pont de Coblence . . . | 96.667 | 609,714 | 3,154 |
| Pont de Wesel . . . . | 98.236 | 611,432 | 3,112 |
| Pont de Hambourg et de Harbourg . . . . . | 96.353 | 582,464 | 3,024 |

qui montre, au point de vue de l'économie du métal, la supériorité des ponts de Hambourg et de Harbourg.

Or, les ponts de Cologne, de Coblence et de Wesel sont déjà remarquables par leur grande légèreté, ainsi

(1) Cet ouvrage ne convient pas très bien pour établir la comparaison, car il a été calculé (il y a longtemps déjà), pour un matériel roulant moins lourd que celui qui circule aujourd'hui.

qu'on peut s'en assurer en les comparant, sous ce rapport, aux nombreux ouvrages de l'espèce qui ont servi à M. Croizette-Desnoyers pour effectuer le tracé des courbes des poids par mètre linéaire pour les structures de ponts métalliques et dresser le tableau des poids qui en résulte. (Voir *Traité de la construction des ponts*, par Croizette-Desnoyers, tome II, pages 485 et suivantes ; voir aussi l'épure de la pl. XLV de l'atlas, où le poids, pour les ponts à double voie, a été ramené à celui d'une voie unique, afin d'obtenir des résultats comparables pour les ponts à double et à simple voie.)

Nous venons d'établir, pour ponts de chemins de fer, la supériorité du système de pont décrit dans ce travail sur les autres systèmes de ponts les moins lourds. Mais la démonstration reste-t-elle applicable aux ponts-routes et peut-on conclure que le pont de Hambourg l'emporte en légèreté sur les autres ouvrages de l'espèce? La comparaison est difficile à établir pour des ponts-routes ; les largeurs de ces ouvrages sont très variables et peu d'ouvrages ont été construits pour des ouvertures de près de 100 mètres.

Dans ses épures et dans son tableau relatifs aux poids de structures métalliques pour ponts-routes, M. Croizette-Desnoyers a pris, comme terme de comparaison, le poids par mètre superficiel, afin d'arriver à des résultats plus comparables entre eux, et il a trouvé pour ce poids, dans un pont-route en tôle de 100 mètres d'ouverture, le chiffre de 718 kilogrammes. Or, ce même poids, pour le pont de Hambourg (largeur totale : 13 mètres ; longueur portée d'une poutre, c'est-à-dire 101 mètres), n'est que de 496 kilogrammes, chiffre de beaucoup inférieur au précédent.

Le pont pour route de Cologne, dont chaque travée a $101^{m},42$ de portée, mais dont la largeur n'est que de $8^{m},50$, pèse, par mètre superficiel, 504 kilogrammes.

On vient de terminer à Mayence la construction, sur le Rhin, d'un pont en arc pour route d'une élégance et d'une légèreté remarquables ; il comprend cinq travées métalliques, dont l'une a une ouverture nette de $102^{m},08$ ; deux, une ouverture nette de $98^{m},43$ et les deux dernières une ouverture nette de $86^{m},25$ ; la longueur totale du pont métallique est de $498^{m},84$, sa largeur entre garde-corps de $13^{m},60$ et son poids total de 3,781 tonnes, ce qui donne par mètre superficiel un poids de 557 kilogrammes.

L'écart de poids entre le pont de Hambourg et le pont de Mayence est donc assez important. Il confirme la supériorité du système adopté à Hambourg et démontre sa grande valeur au point de vue de l'utilisation de la matière. On est, du reste, d'autant plus fondé à se prévaloir du parallèle qui vient d'être établi, que le pont de Mayence est remarquable à tous égards et qu'il a fait l'objet d'un concours auquel le gouvernement hessois avait appelé tous les constructeurs de l'Allemagne.

Il est utile de rappeler, en terminant ce chapitre, que, dans les ponts allemands, le métal travaille générale- à un taux plus élevé que celui admis dans notre pays ; ce travail, pour le fer, atteint souvent le chiffre de $7^{kil.},3$ à l'extension ; l'exécution doit donc être particulièrement soignée, et comme, dans la plupart des ponts de grande portée, les dispositions sont assez compliquées, on entrevoit aisément le grand avantage du dispositif admis à Hambourg, dans lequel on ne trouve que des assemblages présentant la plus grande simplicité.

### *Montage.*

Le système de pont que nous venons de décrire offre donc des avantages de toute première importance : les

assemblages sont simples et d'exécution facile, le métal est utilisé dans d'excellentes conditions, le taux du travail est, en tous points, presque uniforme et voisin des limites adoptées, enfin, le poids de la superstructure est réduit à son minimum, ce qui réalise un desideratum de la science de l'ingénieur.

Ces avantages, que l'on obtient aussi, mais d'une manière moins complète, par le dispositif des ponts en arcs, ne sont obtenus, dans l'un ou l'autre système, que moyennant des frais de montage assez importants, et que l'on doit faire entrer en ligne de compte.

C'est ainsi qu'à Hambourg, on a établi, pour monter les poutres et la voie de chaque travée, neuf palées en bois sur lesquelles se trouve installé un échafaudage en bois réalisant, à peu près exactement, la forme géométrique des poutres. Deux voies en bois sont établies pour permettre la circulation des ouvriers et la manutention des matériaux : l'une est établie au niveau de la voie définitive, et l'autre est installée à la partie supérieure de l'échafaudage, de sorte que les poutres à monter sont ainsi comprises entre ces deux voies. La charpente constitue un gabarit complet rappelant le gabarit nécessaire pour l'établissement des ponts en arc à grande portée.

## CHAPITRE VI.

### CALCULS DE STABILITÉ.

La méthode employée par les ingénieurs allemands pour calculer les ponts du système que nous venons de décrire, a été exposée d'une manière complète par M. Lohse dans la revue allemande : *Zeitschrift für Bauwesen*, déjà citée (voir année 1885, cahiers IV à VI, pages 177 et suivantes). Nous allons donner succincte-

ment une idée de la méthode purement analytique, qui a été suivie pour les calculs des arcs.

*Bases du calcul.*

L'auteur établit tout d'abord l'équation de la courbe parabolique dont les arcs des poutres affectent la forme, il calcule ensuite la longueur des différents éléments de ces arcs (semelles, verticales et diagonales) pour chaque panneau, ainsi que les lignes trigonométriques des angles qui doivent entrer dans les équations d'équilibre.

Chacun des deux arcs constituant une poutre est étudié isolément. L'arc supérieur, par exemple, soumis à la compression, est considéré comme appuyé à ses extrémités sur des rotules, et l'auteur calcule les réactions d'appui, en déterminant à part les réactions dues au poids mort et celles dues au poids roulant. Les composantes verticales et horizontales des premières sont égales entre elles et s'obtiennent facilement par la simple statique. Les composantes verticales des secondes s'obtiennent de même. Pour déterminer leurs composantes horizontales, on remarquera, la charge roulante étant uniformément répartie sur une certaine longueur de la travée, qu'on se trouve dans le cas d'un arc symétrique, mais non symétriquement chargé et soumis à des actions sollicitantes verticales. On sait qu'alors la poussée est la même aux deux extrémités de l'arc. M. Lohse fait le calcul de cette poussée dans deux hypothèses : 1° en supposant une rotule à la clef, ce qui permet la détermination de la poussée par la statique ; 2° en supposant l'arc continu, auquel cas il arrive à une formule spéciale qu'il déduit de la formule générale que l'on obtient en cherchant la poussée par le calcul des déformations de la fibre moyenne.

Combinant les résultats ainsi obtenus pour le poids mort et pour le poids roulant, on obtient les valeurs générales qui permettent de calculer les composantes verticales des réactions d'appui et la poussée (cette dernière dans les deux hypothèses qui viennent d'être citées) pour chacune des positions successives occupées par la charge roulante.

Cela posé il est admis, dans le calcul, que les efforts sont supportés, pour une moitié, par l'arc supérieur-comprimé, et, pour l'autre moitié, par l'arc inférieur-étendu, les efforts supportés par chaque arc étant, en outre, supposés se répartir également entre ses deux semelles.

*Tensions des semelles.*

En partant de ces hypothèses et en n'envisageant à la fois qu'un seul système de diagonales, le calcul de l'arc comprimé se fait comme à l'ordinaire, en considérant une suite de tronçons successifs limités par une section faite dans l'arc, de façon à ne rencontrer que trois éléments dont les tensions sont inconnues. M. Lohse détermine ainsi, pour un tronçon quelconque et par des équations d'équilibre de rotation, les tensions des semelles supérieure et inférieure, en considérant successivement les deux systèmes de diagonales; prenant ensuite la moyenne entre les valeurs ainsi obtenues pour chacune des deux semelles, il obtient les formules donnant les tensions de ces semelles pour le système à diagonales croisées réalisé dans la construction de l'ouvrage. Dans l'application de ces formules, les tensions sont, du reste, pour plus de sécurité, calculées dans les deux hypothèses qui ont été faites pour le calcul de la poussée, c'est-à-dire en supposant l'arc muni d'une rotule à la clef, puis en le supposant continu : les valeurs ainsi obtenues sont comparées entre elles et les plus grandes définitivement adoptées.

*Tensions des diagonales.*

Ecrivant ensuite des équations de translation suivant l'horizontale, M. Lohse déduit les formules donnant les tensions dans les diagonales des deux systèmes considérés à part, tensions qui sont égales et de signes contraires : combinant ces deux systèmes comme pour les semelles, il arrive aux formules donnant les tensions pour un système de diagonales croisées sur toute la longueur de l'arc, système dans lequel les tensions ne sont que la moitié de celles des deux systèmes de diagonales simples, et où les deux diagonales d'un même panneau travaillent en même temps, l'une par extension, l'autre par compression.

Il en résulte que, pour tenir compte des différentes dispositions de la surcharge, toutes les diagonales doivent avoir une section suffisante pour résister à la compression, car elles sont exposées à céder ou à se déformer : aussi, dans la détermination de leur section transversale, a-t-on jugé prudent de n'admettre, pour le travail du métal, qu'un taux égal à la moitié seulement de celui adopté pour le travail du métal des semelles.

L'augmentation de résistance qui leur est ainsi donnée sert utilement pour assurer une bonne répartition des charges exceptionnelles qui peuvent se trouver réunies en un point déterminé du pont.

Pour ce qui concerne l'arc inférieur, il se produit, dans les tronçons successifs des deux semelles, des efforts d'extension de même grandeur que les efforts de compression qui s'exercent dans les tronçons correspondants des semelles de l'arc supérieur, et les diagonales de chaque panneau doivent également résister alternativement à des efforts de compression et d'extension. Comme dans le premier et le dernier panneau, la

semelle de l'un des arcs constitue la diagonale de l'autre, les deux tensions qui en résultent doivent être ajoutées, et la section des deux tronçons compris dans chacun de ces panneaux calculée en conséquence.

*Tensions des verticales.*

Le calcul des verticales se fait en isolant une articulation dans le système réalisé de deux diagonales croisées sur toute la longueur de l'arc, et en écrivant une équation de translation suivant la verticale : faisant usage de propriétés géométriques dont jouit la forme donnée à l'arc, M. Lohse en déduit une formule générale très simple, donnant les tensions dans les verticales ; ces tensions sont égales mais de signes contraires, dans l'arc comprimé et dans l'arc étendu.

Il est à remarquer, pour le calcul de ces tensions, que la charge provenant du poids mort de la voie et de la surcharge roulante doit être reportée, par l'intermédiaire des verticales, sur les articulations des quatre semelles de chaque poutre entre lesquelles le poids total est supposé se répartir également : les verticales subissent, de ce chef, des efforts d'extension qui doivent être ajoutés aux tensions données par la formule dont nous venons de parler.

La charge dont il s'agit est, du reste, supportée en entier par les tiges de suspension de la voie, et respectivement pour les 3/4, la 1/2 et le 1/4 par les verticales de l'arc inférieur, les tiges de liaison des deux arcs et les verticales de l'arc supérieur.

Il peut y avoir, en un point du pont, répartie sur une faible longueur de voie, une surcharge d'un poids considérable ; il faut évidemment en tenir compte dans le calcul des tensions développées dans les parties de la poutre qui la supportent directement pour la reporter sur d'autres ; il en serait ainsi, par exemple, pour

un pont de chemin de fer, en un point duquel se trouveraient réunies plusieurs locomotives : suivant la disposition des essieux par rapport aux entretoises de la voie, certaines de celles-ci seront plus chargées que les entretoises voisines; dans ce cas, pour les ponts du système considéré, les tiges de suspension et de liaison doivent pouvoir résister à ces efforts spéciaux, qui sont de simples efforts d'extension; d'autre part, les deux diagonales réunies, dans chaque arc, à l'extrémité inférieure de la verticale spécialement sollicitée, doivent pouvoir reporter une partie de l'effort sur les verticales voisines : la forte section donnée aux diagonales est donc utilisée pour assurer une meilleure répartition des charges sur les semelles des arcs, ainsi que nous l'avons constaté plus haut.

## CHAPITRE VII.

### Maçonneries.

Il n'y a rien de bien spécial à signaler concernant le dispositif adopté pour les piles et les culées du pont. Le mode de fondation ne présente pas non plus de particularité digne de remarque. Mais ce qui caractérise particulièrement les maçonneries de briques exécutées en Allemagne, au pont de l'Elbe, à Hambourg, comme, du reste, dans tous les grands travaux en général, c'est le soin extrême apporté dans l'exécution de ces travaux.

Par le choix des matériaux, par la qualité d'un mortier énergique mais à prise lente, par une mise en œuvre des plus soignées, les constructeurs cherchent à obtenir des massifs de maçonnerie homogène, dont on peut chiffrer le taux de travail avec une grande approximation. Dans ces conditions, il est possible de

réduire les coefficients de sécurité, d'évider les massifs et de faire travailler les matériaux à un taux élevé en se rapprochant plus qu'on ne le fait d'ordinaire, des dimensions théoriques. En un mot, l'objectif poursuivi dans les travaux est de réduire les quantités de matériaux et de mise en œuvre au minimum, par un surcroît de leur qualité. C'est de ce principe que les ingénieurs de Hambourg se sont inspirés pour fixer les dimensions des piles et culées du nouveau pont sur l'Elbe, comme aussi pour tracer les profils des murs de quai et des ouvrages du port de cette ville.

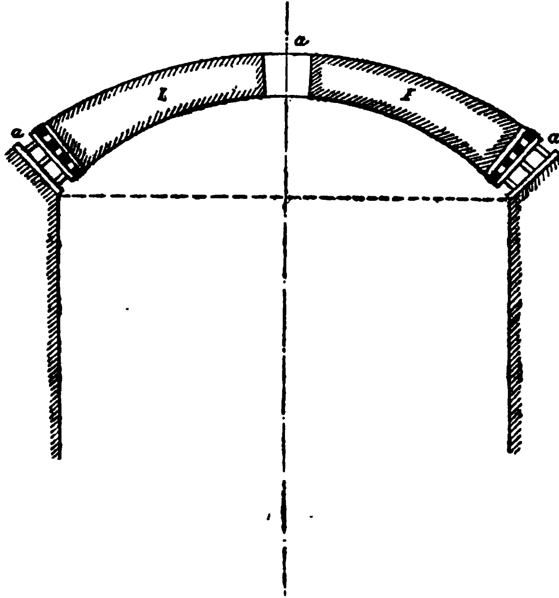
Les briques en usage sont des matériaux de choix, moulées, sonores et d'une très grande résistance ; leur prix s'élève jusque 24 marks le mille. Beaucoup de briques sont creuses, et servent pour les parements et pour les reins des voûtes.

Le mortier est formé de sable, gravier et ciment, ce dernier intervenant pour un quart en volume dans la composition. Il faut, pour qu'une fourniture de ciment soit reçue, que des échantillons travaillés et formés en briquettes, mis sous eau pendant six jours et exposés à l'air pendant le septième, aient acquis une résistance de 7 kilogrammes par centimètre carré. On emploie le mortier assez liquide, et chaque brique en est recouverte sur l'une de ses faces avant d'être posée et mise en place; un coulis de ciment étendu sur chaque assise sert à remplir les joints d'une manière complète.

Le mètre cube de maçonnerie de briques revient à 25 marks.

Les voûtes des arches d'inondation, établies sur les deux rives du fleuve, et juxtaposées aux culées du pont, ont été construites d'après un système tout spécial, très rationnel, et qui mérite d'être signalé, à raison de son usage peu fréquent.

Dans le but de prévenir toute fissure dans les voûtes pendant leur construction, et de diminuer les tassements au décintrement, on a divisé chaque voûte en tronçons, comme l'indique le croquis ci-dessous :




Des ouvertures (marquées *a*) ont été ménagées à la clef et aux naissances, et les massifs *I*, maçonnés, non par rouleaux, mais à pleine épaisseur. Des coffrages en charpente soutenaient la maçonnerie et se composaient de couchis, de madriers et de poteaux arrondis transmettant les pressions.

Sous le poids de la maçonnerie, reposant presque en entier sur les cintres, ceux-ci prenaient une déformation en rapport avec leur compressibilité. Sitôt après l'achèvement des massifs *I*, on commence l'exécution des massifs de remplissage *a*. Ces massifs, interposés comme des voussoirs, sont exécutés avec le

plus grand soin en maçonnerie de ciment énergique et comprimés de façon à exercer de fortes réactions sur les massifs *I* et à soulager ainsi les cintres.

Au décintrement, les actions et réactions produites comme nous venons de le dire se détruisent, et les tassements sont inappréciables. En réalité, on n'a pu observer aucun tassement aux arches du pont de Hambourg.

Les avantages du système qui vient d'être décrit, et qui a pour objet le sectionnement en tronçons des voûtes à construire, ont été exposés récemment, et d'une façon remarquable par M. Sejourné, ingénieur des ponts et chaussées dans les *Annales des ponts et chaussées de France* (octobre 1886, p. 409).

Les voûtes construites par sectionnement et à pleine épaisseur rendent nécessaires l'emploi de cintres nombreux et solides. Pour ne pas avoir, de ce chef, un surcroît de dépenses, les constructeurs avaient songé à subdiviser la longueur des voûtes en deux parties égales et indépendantes, exécutées l'une après l'autre au moyen des mêmes cintres.

Les cintres étaient portés par des verrins bien graissés d'une force de 10,000 kilogrammes. Au dessus des voûtes, la chape ordinaire a été remplacée par une chape en feutre asphaltée coûtant fr. 2-50 le mètre carré.

Bruxelles, le 12 avril 1887.

---

# MÉLANGES

## I. — Travaux de la Commission instituée en Angleterre pour l'étude des accidents dans les mines. — Compte-rendu par M. G. Schorn, ingénieur principal des mines, chef du service spécial du grisou.

*(Suite et fin).*

### ÉCLAIRAGE DES MINES A GRISOU.

La question de l'éclairage des mines à grisou, et de la valeur respective des diverses lampes de sûreté, est celle qui a le plus fixé l'attention de la Commission. En en commençant l'examen, elle répète que la meilleure lampe est celle qui satisfait le plus complètement aux deux conditions essentielles, de la sûreté en présence des mélanges inflammables d'air et de grisou, même animés d'une grande vitesse, et de la bonne qualité de la lumière obtenue.

En supposant remplies ces deux conditions primordiales, il en est d'autres qui, bien que d'ordre secondaire, méritent d'être prises en considération : simplicité de construction ; disposition telle qu'on puisse aisément, la lampe étant prête, en vérifier le bon conditionnement ; enfin, régime de combustion ne donnant pas lieu trop facilement à l'extinction par le maniement normal de la lampe. Ces dernières considérations, comme le dit la Commission, se rattachent directement à la question de la sûreté ; avec une disposition trop compliquée, il ne peut manquer, dans la préparation quotidienne de plusieurs centaines de lampes, de s'en trouver quelques-unes mal ajustées, par suite dangereuses, quelque sûr que le système puisse être lorsque toutes les parties de l'appareil sont en bon ordre. La même objection s'applique aux lampes dont les parties essentielles échappent à la vue. Enfin, l'extinction trop fréquente induirait l'ouvrier à rallumer lui-même au chantier.

Il existe encore d'autres qualités utiles, telles que la sensibilité avec laquelle la lampe peut déceler la présence du grisou. Il convient égale-

ment que l'ouvrier, s'il se trouve inopinément en présence d'une atmosphère chargée de gaz en quantité dangereuse, puisse facilement éteindre sa lampe.

Les deux premières conditions indiquées sont, jusqu'à un certain point, en opposition entre elles pour toutes les lampes dans lesquelles la lumière est fournie par une flamme alimentée d'air ambiant, c'est-à-dire les seules pratiques jusqu'à présent. En effet, la sûreté de la lampe demande que l'accès de l'air à la flamme soit gêné, pour que, le grisou venant à se mélanger à l'air et prenant feu sur cette flamme, la combustion ne se propage pas à l'extérieur. Au contraire, pour obtenir un bon éclairage, il faudrait que l'entrée de l'air et l'échappement des produits de la combustion fussent le plus libres possible, pour permettre la consommation utile, en un temps donné, d'une quantité maximum de la matière éclairante. Ce qu'on doit donc chercher, c'est à concilier au mieux les deux principes opposés.

A cette occasion, la Commission mentionne la lampe de M. Fleuss, qui fonctionne indépendamment de l'atmosphère ambiante. La source de lumière est un petit cylindre de chaux porté à l'incandescence par un chalumeau à alcool alimenté d'oxygène enfermé sous haute pression dans un réservoir portatif. La lampe est entourée d'une enveloppe d'eau que les produits de la combustion traversent en s'échappant par une soupape.

La lampe est très pesante si elle porte avec elle son réservoir d'oxygène; incommode à manier si le réservoir est séparé; il faut beaucoup de temps et de soin pour la préparer. On ne peut donc songer à l'appliquer à l'usage courant, mais elle a rendu des services précieux, en combinaison avec les appareils respiratoires du même inventeur, pour la poursuite de certains travaux spécialement difficiles et dangereux, après des explosions de grisou. Encore ne doit-elle être confiée qu'à des ouvriers bien exercés à la manier.

Abordant l'étude des lampes de sûreté ordinaires, la Commission rappelle qu'elles doivent leur origine à la découverte faite par sir Humphry Davy de la propriété que possèdent les toiles métalliques d'arrêter la propagation de la flamme dans un mélange gazeux. Ce savant avait déjà reconnu que la flamme « traverse la toile » lorsque le mélange est animé d'une certaine vitesse dont la limite dépend de la grosseur du fil dont la toile est tissée, de la grandeur des mailles et de la nature du métal employé.

La ventilation des houillères, à l'époque de Davy, était fort loin de ce qu'elle est aujourd'hui, et probablement la vitesse des courants les plus rapides, même dans la maîtresse-voie de retour d'air, atteignait rarement 1m,50 par seconde. En présence des conditions actuelles, les lampes Davy et Clanny, dans leur état primitif, ne peuvent plus même être regardées comme des lampes de sûreté.

Lorsqu'une lampe de l'un des types usuels est placée dans un courant explosif d'air et de grisou, il arrive ordinairement que la mèche s'éteint à peu près immédiatement, mais que la combustion du gaz persiste à l'intérieur de la lampe. Une lampe serait d'une sûreté absolue si elle possédait cette propriété que, dans n'importe quelle circonstance, l'extinction de la mèche par le grisou fût suivie aussitôt de la cessation de la combustion du gaz dans sa capacité intérieure. Mais l'extinction totale ne se produit invariablement, en toutes circonstances, que pour un très petit nombre de lampes qui ont en même temps le défaut d'un trop faible pouvoir éclairant, l'alimentation d'air étant insuffisante.

De ce que, dans certaines conditions, la combustion du gaz persiste à l'intérieur d'une lampe, il ne s'ensuit pas que celle-ci ne soit pas assez sûre pour l'usage des mines; seulement sa disposition doit être telle que le gaz en combustion soit convenablement abrité contre l'action mécanique du courant, et que le ou les verres, s'il en existe, ne soient pas soumis à une chaleur trop forte et inégale qui en déterminerait la rupture.

Pendant de longues années on n'a guère employé en Angleterre que trois types de lampes de sûreté :

1° La Davy, dont le cylindre en toile métallique n'a généralement que 0m,04 de diamètre et 0m,11 à 0m,14 de haut. Cependant, en Ecosse, on voit souvent des lampes Davy avec un tamis de 0m,075, et même au delà, de diamètre sur 0m,18 de haut; ces lampes sont considérées comme très peu sûres et le sont sans doute d'autant moins que la toile métallique n'est protégée par aucune armature, et que le crochet servant à porter la lampe est rivé à la paroi de la toile elle même;

2° La Stephenson, ou *Geordie*, comme l'appellent communément les houilleurs; c'est simplement une lampe Davy, portant un cylindre de toile métallique un peu plus large qu'à l'ordinaire, soit 0m,050 de diamètre, à l'intérieur duquel s'emboîte un verre cylindrique ou légèrement conique, reposant librement sur une embase en tôle perforée, ou en tissu métallique, par laquelle l'air a accès à la flamme. On emploie

souvent aussi une disposition, dite *Jack lamp,* dans laquelle la toile métallique de la lampe Davy est protégée à l'extérieur par un cylindre de verre logé entre cette toile et les montants de la cage.

Une modification de la lampe Davy, dite *Davy in case* ou *Tin can Davy*, s'est assez répandue depuis un certain nombre d'années; elle consiste à l'enfermer dans une enveloppe dont la disposition varie beaucoup d'une mine à l'autre; dans certains cas, c'est une sorte de lanterne en métal portant seulement d'un côté une ouverture vitrée. D'autres fois, la lampe Davy est placée dans une cage semblable à celle de la lampe Mueseler; le bas est une boîte en fer blanc percée de trous pour donner accès à l'air; la partie médiane, un cylindre de verre; celui-ci est surmonté d'un cylindre plein, ou cuirasse, en métal. La petite lampe Davy anglaise, avec sa toile métallique d'un fil notablement plus gros que les toiles métalliques usitées en Belgique, ne donne déjà que très peu de lumière, et l'addition d'une enveloppe n'est pas faite pour augmenter le pouvoir éclairant, surtout lorsque l'enveloppe, au lieu d'un verre cylindrique, porte seulement une fenêtre d'un côté. On dit cependant que, sous ce rapport, il y a une certaine compensation, parce que l'enveloppe rend la flamme en elle-même plus éclairante en la soustrayant aux vacillations continuelles que lui fait subir le moindre courant d'air dans la Davy ordinaire ;

3° La lampe Clanny, identique à notre lampe de porion, si ce n'est que le chapeau en toile métallique est plus étroit que le verre, soit $0^m,04$ de diamètre, le verre ayant environ $0^m,05$ à l'intérieur comme dans nos lampes.

La lampe Mueseler a été introduite dans les mines anglaises à une époque assez récente, mais son emploi y a pris une extension relativement considérable. On en jugera par ce fait, que le nombre d'exemplaires du type Mueseler, ou de systèmes plus ou moins différents dérivés de ce type, soumis à l'examen de la Commission, s'élevait à cinquante-et-un. Dans certains, les dimensions du type belge avaient été conservées; dans la plupart, elles avaient subi des modifications consistant généralement dans l'élargissement et le raccourcissement de la cheminée.

En dehors du système même de la lampe, il faut distinguer encore les lampes désignées par l'appellation générique *Protector*, du nom de la firme (*Protector light Company*), qui en exploite le brevet. La matière combustible utilisée dans ces lampes est un extrait de pétrole

très volatil, désigné sous le nom décevant de *colzaline*, imbibant une éponge qui remplit le réservoir, de sorte que c'est la vapeur du liquide, et non le liquide directement, qui sert d'aliment à la flamme. Elles ont le défaut de s'éteindre plus facilement par les courants d'air ou les chocs ; mais le pouvoir éclairant est beaucoup plus grand et plus régulier qu'avec les huiles végétales ou animales ; la flamme est plus facile à régler, et l'emploi de la mouchette est inutile, parce que la mèche ne charbonne pas ; pour augmenter encore cette dernière qualité, la partie supérieure de la mèche est faite d'asbeste. Grâce à ces mérites divers, les lampes dont il s'agit, sous la forme Mueseler, Clanny ou Jack, paraissent jouir d'assez de faveur ; la Commission fait remarquer avec raison que l'emploi de la *colzaline* introduit une nouvelle source de danger, celui de graves incendies dans les lamperies de la surface, si on n'apporte pas les plus grands soins dans le maniement de cette substance si inflammable, et si la lamperie elle-même n'est pas installée d'une manière spéciale en vue de son emploi ; il ne doit, notamment, se trouver aucune flamme découverte dans la partie du local où l'on manipule l'esprit de pétrole.

Nombre de praticiens répugnent à placer les lampes à verre, telles que la Clanny et la Mueseler, entre les mains des ouvriers qui travaillent dans des endroits où l'on pourrait craindre éventuellement la formation d'un mélange grisouteux explosif ou inflammable, parce qu'ils redoutent la rupture du verre sous l'influence, soit de la chaleur seule, soit d'une goutte d'eau venant à tomber sur le verre échauffé. Indépendamment du danger que pourrait amener le bris du verre, la Commission signale celui d'un verre mal ajusté ; on devrait rebuter sévèrement tout verre de lampe dont les bords seraient ébréchés, même légèrement, ou n'auraient pas été dressés exactement suivant deux plans parallèles. Elle recommande, en outre, l'emploi de rondelles pour former joint au haut et au bas du verre, mais en disant que ces rondelles ne suffiraient pas toujours à la sûreté si le verre lui-même présentait une des défectuosités qui viennent d'être mentionnées. Les rondelles ont l'avantage de permettre de donner au verre le degré de serrage nécessaire, avec assez d'élasticité pour qu'il ne soit pas exposé à se briser par la dilatation un certain temps après l'allumage. Les rondelles en cuir ou en caoutchouc sont sujettes à se détériorer assez rapidement ou à coller lorsqu'elles ont été assez fortement échauffées. Les rondelles en carton d'asbeste, actuellement très usitées, paraissent être d'un usage fort satisfaisant à tous points de vue.

J'arrive au compte-rendu des expériences auxquelles les lampe sont été soumises ; j'ai déjà dit que ces expériences ont eu lieu successivement en présence du grisou naturel à la houillère de Garswood hall d'abord, puis à celle de Llwynypia ; en dernier lieu, au moyen de gaz d'éclairage, à l'Arsenal de Woolwich, où la Commission avait fait ériger un appareil d'essai pourvu des perfectionnements reconnus utiles d'après les deux premières séries d'expériences.

Pendant le cours des recherches de la Commission, M. Ellis Lever avait institué un prix de 500 livres sterling pour une lampe de mines réunissant à une sûreté complète certaines conditions de pouvoir éclairant. Le jury chargé de la collation du prix (qui d'ailleurs n'a pas été décerné, aucune des lampes présentées ne remplissant suffisamment les conditions imposées), obtint la disposition de l'appareil d'essai de Woolwich ; le compte-rendu des expériences de ce jury figure en annexe au rapport de la Commission ; il ne renferme aucun fait assez intéressant pour être rapporté ici.

L'appareil d'essai de Woolwich, semblable dans sa disposition générale aux appareils employés antérieurement dans différents pays pour des expériences analogues, était formé d'un conduit en bois de 6 mètres de longueur, de section rectangulaire de 0m,25 de large sur 0m,35 de haut à l'intérieur. Un courant d'air dont la vitesse pouvait être portée à 8 mètres par seconde au maximum était déterminé dans ce conduit par un jet de vapeur, sous pression de 4 atmosphères, débouchant dans une sorte d'aspirateur Körting adapté à une extrémité de l'appareil, fermée par un clapet mobile.

D'après les renseignements fournis par les inspecteurs des mines et par un certain nombre d'exploitants, il fut jugé nécessaire de pouvoir expérimenter dans des courants encore plus rapides. Il résulte des données recueillies que, dans les mines les plus largement ventilées des divers bassins, les grandes artères d'entrée ou de retour d'air sont fréquemment balayées par des courants de 6 à 8 ou 9 mètres de vitesse par seconde ; mais on rapporte des vitesses notablement plus élevées : 9m,75 à l'entrée d'air à la mine de Risca ; 10m,40 au retour d'air à celle de Celynen (Monmouthshire) ; 11m,60 à l'entrée d'air dans une mine du Nord, aujourd'hui abandonnée. M. Hewlett cite, pour des mines de « Wigan Coal and Iron C° », deux chiffres qui sont évidemment tout à fait exceptionnels : 19m,40 dans une voie d'aérage ; 25m,50 au passage d'une porte régulatrice.

Pour produire dans l'appareil d'essai des vitesses comparables à celles-ci, une partie du conduit, sur 1m,20 de longueur, en regard de l'une des fenêtres d'observation, fut divisée par une cloison longitudinale qui réduisait de 0m,25 à 0m,12 la largeur de la section où était placée la lampe à observer. On obtenait dans cette section rétrécie des vitesses s'élevant jusqu'à 18 mètres par seconde.

Le gaz destiné à rendre le courant d'air explosif débouchait dans le conduit, près de son extrémité libre, par un tuyau vertical, de 0m,125 de diamètre, faisant une légère saillie au dessus du fond de la caisse. Cet orifice était fermé par une soupape assez pesante, que l'on soulevait avant l'expérience au moyen d'une chaîne passant sur une poulie, et qu'on laissait retomber ensuite.

Un compteur, capable de mesurer un débit de gaz de 60 litres par seconde, était intercalé dans la conduite; mais on ne s'en servait que de temps en temps, pour contrôler l'exactitude des opérations. Le volume de gaz nécessaire pour rendre explosif le courant d'air était réglé ordinairement au moyen d'un grand robinet pourvu d'un index marquant sur un secteur gradué le débit de gaz, tel qu'on l'avait déterminé préalablement à l'aide du compteur.

La vitesse du courant d'air était également réglée au moyen d'un robinet avec index, établi sur la conduite de vapeur; un second robinet, placé entre le premier et la chaudière, servait à établir ou à supprimer l'arrivée de la vapeur.

Les résultats obtenus par ce mode d'opération, au point de vue de l'intimité du mélange de l'air et du gaz, et de l'exactitude des proportions du mélange, furent contrôlés par l'analyse chimique de prises d'essai faites dans le courant en divers points de l'appareil. On s'assura également que l'introduction d'une lampe dans celui-ci n'a qu'une influence négligeable sur la vitesse du courant d'air, à quelque distance en amont ou en aval. Dans la section même qui est obstruée par la lampe, la vitesse est nécessairement augmentée dans une proportion plus ou moins considérable suivant les dimensions de la lampe, et suivant que sa disposition permet au courant d'air de la traverser plus ou moins facilement. Outre cette variation de la vitesse, la lampe produit encore dans son voisinage immédiat des remous ou des tourbillonnements de nature à modifier son alimentation d'air, en même temps que l'évacuation des produits de la combustion.

Pour certaines lampes, indépendamment de l'action des courants

d'air rapides, on a encore aggravé les conditions de l'épreuve, soit en inclinant la lampe, soit en infléchissant le courant, ou encore en donnant à celui-ci une direction verticale, ascendante ou descendante. Afin de permettre l'inclinaison de la lampe, elle était fixée sur un plateau porté par un axe horizontal traversant les deux faces latérales du conduit (fig. 1, pl. VIII). L'infléchissement du courant était produit en plaçant transversalement, soit en avant ou en arrière de la lampe, soit également en avant et en arrière, un écran de $0^m,10$ de largeur. Chaque écran pivotait autour d'un axe horizontal que l'on pouvait faire monter et descendre. Les divers mouvements étaient commandés de l'extérieur; on avait ainsi la faculté de modifier en cours d'expérience l'inclinaison de la lampe ou des écrans.

Pour obtenir les courants ascendants et descendants, on ajouta à l'appareil une partie formée de deux conduits verticaux accolés; une cloison barrait le tuyau horizontal dans l'intervalle des deux conduits verticaux, de manière à forcer le courant d'air à monter par un de ceux-ci et à redescendre par l'autre.

On voit que la Commission, après avoir procédé à des expériences considérables dans des mélanges explosifs formés au moyen du gaz naturel, tel qu'on le rencontre dans les mines, a cru pouvoir encore utilement compléter ses recherches en employant le gaz d'éclairage fabriqué par la distillation de la houille. Elle considérait les deux gaz comme équivalents pour ces expériences, et cette manière de voir est parfaitement justifiée par la comparaison des résultats obtenus dans les deux cas. Je tiens à donner quelques détails sur ce sujet, parce qu'on a souvent révoqué en doute la valeur des conclusions prises par rapport au degré de sûreté de telle ou telle lampe de mine, d'après les épreuves auxquelles elle avait été soumise dans le gaz d'éclairage. On pensait que des lampes, telles que la Davy, devaient présenter dans la mine un degré de sûreté beaucoup plus grand, dans des conditions similaires à celles des expériences, que celles-ci ne le donnaient à croire. Des expériences faites en 1884 au charbonnage du Trieu-Kaisin, à Châtelineau, ont été invoquées comme preuve à l'appui de cette opinion; on voyait, en effet, dans ces expériences, la lampe dite de porion, à simple toile, semblable à la lampe anglaise Clanny, résister à des courants explosifs de 5 à 6 mètres, et au delà, de vitesse par seconde. Mais le « grisou » qui servait à former les mélanges et qui provenait d'un puits abandonné (la Fosse Interdite), ne contenait en réalité que 34.41 p. °/₀ de son

volume d'hydrogène protocarboné, et l'énorme proportion de 55.84 p. °/₀ d'azote; comme il s'y trouvait aussi 4 p. °/₀ d'oxygène, en retranchant de la quantité totale d'azote les 15.14 unités nécessaires pour former de l'air atmosphérique avec cet oxygène, il reste encore 40.70 p. °/₀ d'azote en excès.

Or, voici les faits constatés en Angleterre, où le grisou employé était le gaz naturel pur sortant de la roche.

A Llwynypia, la lampe Davy a été soumise à trois épreuves dans un courant explosif de 1$^m$,92 par seconde : dans un cas, l'explosion extérieure s'est produite au bout de 53 secondes; dans les deux autres, la lampe a résisté pendant 3 minutes, la toile métallique n'arrivant pas au rouge vif.

A la vitesse de 2$^m$,03 par seconde, on a obtenu à Llwynypia trois explosions sur quatre épreuves; à Garswood hall, neuf sur dix. L'explosion s'est produite en général après 10 à 30 secondes; dans quelques cas, la lampe a résisté pendant une ou même deux minutes avant de laisser passer la flamme.

La même lampe a subi, dans le grisou de Llwynypia. vingt-trois épreuves, la vitesse du courant d'air étant portée à 3$^m$,05 (2$^m$80 à 2$^m$90 seulement dans trois essais); elle a laissé passer dix-neuf fois la flamme; une vingtième fois, l'explosion n'a pas eu lieu parce qu'on a arrêté l'expérience en supprimant le gaz au moment où elle allait se produire, pour ne pas fatiguer inutilement l'appareil d'essai.

On peut donc dire que, *dans le grisou*, la limite où cesse la sûreté de la lampe Davy se trouve vers la vitesse de 1$^m$,80 à 2 mètres du courant explosif.

En ce qui concerne la lampe Clanny (notre lampe de porion), elle a produit à Garswood une explosion sur sept épreuves, à la vitesse de 2$^m$,03 par seconde; il n'a pas été fait d'autres expériences à cette faible vitesse. Dans un courant de 3$^m$,05 de vitesse par seconde, cette lampe a donné : à Garswood hall douze explosions sur treize épreuves; (en 3 à 18 secondes, sauf un cas où l'explosion n'a eu lieu qu'après 78 secondes); à Llwynypia, sur trente-neuf épreuves, neuf explosions, plus trois cas où l'expérience a été arrêtée alors que l'explosion était imminente; la durée de la résistance de la lampe n'a été en général que de 7 à 20 secondes. Pour vingt-deux de ces dernières expériences, le compte-rendu détaillé mentionne que le treillis métallique n'est pas arrivé à la chaleur rouge; la proportion de gaz mélangée au courant d'air

n'avait donc pas été bien réglée. Dans les cinq autres épreuves, il y a eu extinction totale de la lampe.

On peut reconnaitre dans ces résultats une légère nuance en faveur de la lampe Clanny par rapport à la Davy; mais elle n'a en fait aucune importance, et l'on doit conclure que l'une pas plus que l'autre n'est réellement une lampe de sûreté en présence d'un courant d'air d'une certaine vitesse, même assez modérée, s'il vient à se charger de grisou à un point approchant du degré explosif.

La lampe Mueseler tient une place des plus importantes dans les essais de la Commission; sur le nombre total d'environ 1,750 expériences qui ont eu lieu à Garswood hall, à Llwynypia et à Woolwich, près de 500 ont été faites sur des lampes Mueseler, dans une partie desquelles le système avait subi des modifications plus ou moins importantes.

Il serait sans intérêt d'entrer dans l'examen des expériences concernant la plupart des autres types de lampes; les tableaux ci-dessous résument les essais faits sur la lampe Mueseler, classés d'après le caractère de l'épreuve à laquelle la lampe a été soumise; les lampes sont réparties en quatre catégories :

1° La première comprend dix lampes de provenance belge et cinq de construction anglaise, toutes conformes au type obligatoire en Belgique, tout au moins dans les limites des tolérances admises par notre règlement;

2° Huit lampes anglaises dans lesquelles la cheminée présente, à très peu près, les mêmes diamètres en haut et en bas que dans notre type réglementaire, mais n'a qu'une hauteur totale de 95 à 100 millimètres au lieu de 117 millimètres;

3° Six lampes dont la cheminée est beaucoup trop large (de 12 à 16 millimètres de diamètre au sommet, au lieu de 10 millimètres, le diamètre au bas étant à l'avenant), sa hauteur étant en même temps inférieure à 100 millimètres;

4° Seize lampes, soit du type Mueseler, soit dérivées de ce type, mais pourvues d'une cuirasse protégeant la lampe d'une manière plus ou moins complète, ou de quelqu'autre disposition introduite pour remplir un but analogue.

J'indique séparément les résultats obtenus à Garswood hall, à Llwynypia et à Woolwich.

| CONDITIONS DE L'EXPÉRIENCE. | VITESSE du COURANT EXPLOSIF en mètres PAR SECONDE. | GARSWOOD HALL. NOMBRE d'épreuves. | GARSWOOD HALL. NOMBRE d'explosions. | LLWYNYPIA. NOMBRE d'épreuves. | LLWYNYPIA. NOMBRE d'explosions. | WOOLWICH. NOMBRE d'épreuves. | WOOLWICH. NOMBRE d'explosions. | ENSEMBLE. NOMBRE d'épreuves. | ENSEMBLE. NOMBRE d'explosions. |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| **I. — Lampes sensiblement conformes au type réglementaire belge.** | | | | | | | | | |
| Courant régulier. — Lampe verticale | 2 à 4 | 3 | 0 | 1 | 0 | 5 | 0 | 9 | 0 |
| | 5.05 et 6.10 | 15 | 0 | 1 | 0 | 4 | 0 | 20 | 0 |
| | 9.78 | » | » | » | » | 1 | 0 | 1 | 0 |
| | 14.50 | » | » | » | » | 2 | 0 | 2 | 0 |
| Id. Lampe inclinée ou oscillant | 3.05 et 4.06 | 10 | 0 | 3 | 0 | » | » | 13 | 0 |
| Lampe verticale avec écrans — inclinés, placés à l'avant et à l'arrière. | 3.05 | » | » | 80 | 27 | 22 | 9 | 102 | 36 |
| Lampe verticale avec écrans — incliné à l'avant, vertical à l'arrière. | Id. | » | » | 75 | 7 | » | » | 75 | 7 |
| Lampe verticale avec écrans — à l'avant seulement | Id. | » | » | 7 | 0 | » | » | 7 | 0 |
| Lampe verticale avec écrans — à l'arrière seulement | Id. | » | » | 3 | 0 | 22 | 11 | 25 | 11 |
| Lampe inclinée avec écrans — à l'avant et à l'arrière | Id. | » | » | » | » | 3 | 3 | 3 | 3 |
| Lampe inclinée avec écrans — à l'avant seulement | Id. | » | » | 2 | 0 | » | » | 2 | 0 |
| Lampe inclinée avec écrans — à l'arrière seulement | Id. | » | » | 18 | 1 | 3 | 1 | 21 | 2 |
| Courant d'air vertical — plongeant | Id. | » | » | » | » | 2 | 0 | 2 | 0 |
| Courant d'air vertical — ascendant | Id. | » | » | » | » | 3 | 0 | 3 | 0 |
| Lampe au point d'inflexion du courant montant | Id. | » | » | » | » | 15 | 4 | 15 | 4 |
| RÉCAPITULATION. | | | | | | | | | |
| Courant régulier. — Lampe verticale, inclinée ou oscillant. | 2.00 à 14.50 | 28 | 0 | 5 | 0 | 12 | 0 | 45 | 0 |
| Ecrans placés de diverses manières | 3.05 | » | » | 185 | 35 | 50 | 24 | 235 | 59 |
| Courant plongeant ou ascendant | 3.05 | » | » | » | » | 20 | 4 | 20 | 4 |
| Totaux. | | 28 | 0 | 190 | 35 | 82 | 28 | 300 | 63 |

| CONDITIONS DE L'EXPÉRIENCE. | VITESSE du COURANT EXPLOSIF en mètres PAR SECONDE. | GARSWOOD HALL. NOMBRE d'épreuves. | GARSWOOD HALL. NOMBRE d'explosions. | LLWYNYPIA. NOMBRE d'épreuves. | LLWYNYPIA. NOMBRE d'explosions. | WOOLWICH. NOMBRE d'épreuves. | WOOLWICH. NOMBRE d'explosions. | ENSEMBLE. NOMBRE d'épreuves. | ENSEMBLE. NOMBRE d'explosions. |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| **II. — Lampes différant peu du type belge.** | | | | | | | | | |
| Courant régulier. — Lampe verticale . . . . . . . . | 2 à 4 | 6 | 0 | 1 | 0 | 1 | 0 | 8 | 0 |
| | 5.05 et 6.10 | 7 | 0 | " | " | 3 | 0 | 10 | 0 |
| | 7.60 et 9.78 | " | " | " | " | 2 | 0 | 2 | 0 |
| | 14.50 | " | " | " | " | 1 | 1 | 1 | 1 |
| Totaux pour ce genre d'épreuves. . . | | 13 | 0 | 1 | 0 | 7 | 1 | 21 | 1 |
| Courant régulier. — Lampe oscillant ou inclinée . . . . | 4.06 et 5.05 | 6 | 0 | " | " | " | " | 6 | 0 |
| Ecrans devant et derrière la lampe. . . . . . . . . . | 3 05 | " | " | 3 | 0 | 12 | 5 | 15 | 5 |
| Courant plongeant ou ascendant . . . . . . . . . . | Id. | " | " | " | " | 6 | 0 | 6 | 0 |
| Totaux. . . | | 19 | 0 | 4 | 0 | 25 | 6 | 48 | 6 |

| CONDITIONS DE L'EXPÉRIENCE. | VITESSE du COURANT EXPLOSIF en mètres PAR SECONDE. | GARSWOOD HALL. NOMBRE d'épreuves. | GARSWOOD HALL. NOMBRE d'explosions. | LLWYNYPIA. NOMBRE d'épreuves. | LLWYNYPIA. NOMBRE d'explosions. | WOOLWICH. NOMBRE d'épreuves. | WOOLWICH. NOMBRE d'explosions. | ENSEMBLE. NOMBRE d'épreuves. | ENSEMBLE. NOMBRE d'explosions. |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| **III. — Lampes s'écartant beaucoup du type belge.** | | | | | | | | | |
| Courant régulier. — Lampe verticale | 2 à 4 | 3 | 0 | » | » | 1 | 0 | 4 | 0 |
| | 5.05 et 6.10 | 5 | 0 | » | » | 3 | 3 | 8 | 3 |
| | 14 50 | » | » | » | » | 5 | 5 | 5 | 5 |
| Totaux pour ce genre d'épreuves | | 8 | 0 | » | » | 9 | 8 | 17 | 8 |
| Écrans devant et derrière la lampe | 3.05 | » | » | 9 | 6 | 4 | 3 | 13 | 9 |
| Courant plongeant ou ascendant | 3.05 | » | » | » | » | 4 | 0 | 4 | 0 |
| Totaux | | 8 | 0 | 9 | 6 | 17 | 11 | 34 | 17 |

| CONDITIONS DE L'EXPÉRIENCE. | VITESSE du COURANT EXPLOSIF en mètres PAR SECONDE. | GARSWOOD HALL. NOMBRE d'épreuves. | GARSWOOD HALL. NOMBRE d'explosions. | LLWYNYPIA. NOMBRE d'épreuves. | LLWYNYPIA. NOMBRE d'explosions. | WOOLWICH. NOMBRE d'épreuves. | WOOLWICH. NOMBRE d'explosions. | ENSEMBLE. NOMBRE d'épreuves. | ENSEMBLE. NOMBRE d'explosions. |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| **IV. — Lampes plus ou moins protégées.** | | | | | | | | | |
| Courant régulier. — Lampe verticale . . . . . . . . . | 2 à 4 | 3 | 0 | » | » | » | » | 3 | 0 |
| | 5.05 à 7.60 | 2 | 0 | » | » | 9 | 0 | 11 | 0 |
| | 14.50 | » | » | » | » | 9 | 5 | 9 | 5 |
| | 16.26 | » | » | » | » | 2 | 0 | 2 | 0 |
| Totaux pour ce genre d'épreuves. . . | | 5 | 0 | » | » | 20 | 5 | 25 | 5 |
| Ecrans devant et derrière la lampe . . . . . . . . . | 3.05 | » | » | 16 | 0 | 8 | 2 | 24 | 2 |
| Courant plongeant ou ascendant . . . . . . . . . . | 3.05 | » | » | » | » | 9 | 0 | 9 | 0 |
| Totaux. . . | | 5 | 0 | 16 | 0 | 37 | 7 | 58 | 7 |

Ces expériences font ressortir une fois de plus la grande supériorité de la lampe Mueseler sur la lampe Davy et la lampe de porion. Ces dernières laissent passer la flamme lorsque la vitesse du courant explosif est d'un peu plus de 2 mètres par seconde, tandis que les lampes Mueseler, même construites dans des proportions très défectueuses, n'ont produit d'explosion en courant régulier qu'à partir de la vitesse de 5 mètres, qui a dû être portée à plus de 14 mètres pour les exemplaires à peu près corrects.

Les lampes conformes à notre type réglementaire n'ont pas donné d'explosion, quelque grande que fût la vitesse, lorsque le courant était régulier, mais seulement lorsqu'elles étaient placées dans un violent remous, produit généralement par des écrans qui obstruaient au moins le tiers de la section du conduit; la vitesse était de 3 mètres en section normale, et l'on peut admettre que la lampe recevait le choc d'un courant de 4$^m$,50 de vitesse par seconde. Un procédé à peu près identique était employé par la Commission des lampes belge, et j'ai pu constater plus récemment (expériences à Seraing) qu'on arrive au même résultat en barrant la moitié supérieure de l'appareil d'essai par un écran placé verticalement à une trentaine de centimètres en amont de la lampe. En opérant de cette dernière manière, l'explosion avait lieu presqu'infailliblement lorsque la vitesse du courant atteignait 3$^m$,50 à 4 mètres par seconde, soit 7 à 8 mètres dans la section rétrécie; elle se produisait encore, mais moins fréquemment, avec une vitesse en section normale comprise entre 3 mètres et 3$^m$,50.

Je ferai remarquer que les épreuves de ce genre, qui peuvent paraître au premier abord en dehors des conditions de la pratique, placent en réalité la lampe dans une situation qu'elle rencontre à chaque instant dans la mine, à part la force du courant d'air, qui est généralement moins grande, et sauf le peu de probabilité qu'un courant de la vitesse nécessaire pour déterminer l'explosion se trouve chargé d'une quantité de grisou suffisante pour le rendre explosif.

Les résultats fournis par les lampes que j'ai classées dans la quatrième catégorie réclament un mot d'explication. Quelques-unes seulement de ces lampes sont pourvues d'une véritable cuirasse mettant le treillis métallique à l'abri du courant d'air. Aucune des cinq lampes qui ont donné lieu aux sept explosions renseignées ne se trouvait dans ce cas; les dispositions adoptées consistaient seulement à ajouter une seconde toile métallique horizontale à une petite hauteur au dessus de

la toile ordinaire, ou à couvrir celle-ci, par dessus ou par dessous, d'un plateau plein obstruant en partie sa surface; ou encore à surmonter la toile horizontale, à l'intérieur du tamis, d'un cylindre en tôle mince de $0^m,02$ au plus de hauteur. Dans quelques-unes, la cheminée est coiffée d'une toile métallique, ce qui n'a pas toujours empêché la flamme du gaz de passer dans le tamis; naturellement, dès l'instant où le gaz brûle dans le cylindre en toile métallique, celui-ci, n'étant pas protégé contre l'action mécanique du courant d'air, laisse passer la flamme tout comme dans les lampes Davy et Clanny, et cela d'autant plus promptement que la vitesse du courant d'air est plus grande.

La comparaison des tableaux I, II et III montre que ce n'est pas sans raison que le règlement belge de 1876 a fixé d'une manière précise les dimensions à donner à la cheminée de la lampe Mueseler; cependant on peut constater qu'il n'y a un danger bien marqué que si l'on s'écarte assez notablement des dimensions du type; c'est surtout l'augmentation de la section transversale de la cheminée, plutôt que le raccourcissement de sa longueur, qui constitue le danger.

Dans les lampes Mueseler construites en Angleterre, on place généralement la cheminée à une hauteur plus grande au dessus de la mèche que ne le permet le règlement belge, afin d'empêcher la lampe de s'éteindre trop facilement par l'inclinaison. La Commission ne considère pas cette modification comme nuisible à elle seule, mais elle signale le danger de trop raccourcir et élargir la cheminée, comme on le fait souvent. Elle cite à ce sujet les résultats comparatifs obtenus dans un courant explosif de $14^m,50$ de vitesse : la lampe n° 2, du type belge, essayée deux fois, s'est chaque fois éteinte très rapidement; au contraire, les lampes anglaises, n°s 9, 48 et 49 ont à chaque expérience provoqué une explosion immédiate; quant aux lampes n°s 46 et 47, elles ne résistaient que 3 à 4 secondes dans un courant de 5 mètres seulement de vitesse par seconde. La fig. 2, pl. VIII, donne les dimensions respectives des cheminées de ces cinq lampes, comparées à celle de la Mueseler type; dans les tableaux ci-dessus, les lampes n°s 9, 46 et 47 sont classées dans la troisième catégorie, les lampes n°s 48 et 49 dans la quatrième.

Je parlerai tantôt de la discussion générale des divers systèmes de lampes de sûreté, que la Commission a déduite de ses nombreuses expériences; je terminerai d'abord ce qui concerne la lampe Mueseler :

La lampe réglementaire belge, étant placée verticalement dans un

courant d'air horizontal, et la mèche étant réglée à sa hauteur normale, la flamme du gaz, dit la Commission, ne s'est jamais montrée dans le tamis au dessus de la toile horizontale, quelque grande que fût la vitesse du courant; mais il serait à craindre que ce fait se produisît avec une mèche très réduite, telle qu'on l'emploie pour la recherche du grisou. Dans les conditions ordinaires, l'extinction de la lampe, mèche et gaz, est complète si le courant d'air a une vitesse modérée; dans les courants rapides, la combustion du gaz persiste souvent pendant un temps indéfini sous la toile horizontale, ce qui ne présente pas d'autre danger que la rupture possible du manchon en verre sous l'influence de la forte chaleur; dans le cours des expériences, cette rupture s'est produite souvent sans qu'il en soit jamais résulté d'explosion extérieure; mais il pourrait quelquefois en être autrement dans certaines circonstances; c'est pourquoi la Commission suggère comme précaution utile d'adapter au sommet du verre de la lampe Mueseler une douille (fig. 2, lampe n° 2), présentant à l'intérieur un petit rebord cylindrique écarté de quelques millimètres de la surface intérieure du verre, de manière que celle-ci ne soit pas léchée par la flamme du gaz qui brûlerait sous la toile horizontale.

Si la lampe Mueseler est complètement sûre dans un courant explosif régulier qui la frappe à peu près perpendiculairement à son axe, il est loin d'en être de même dans certaines conditions particulières, telles que celle que j'ai mentionnée tantôt. La Commission explique le résultat obtenu au moyen de l'interposition des écrans, par un effet de succion que le courant d'air produirait sur le diaphragme en toile métallique, succion qui tend à contrebalancer l'appel des gaz chauds dans la cheminée. Lorsque le sommet de celle-ci est abrité contre l'action du courant, le renversement du tirage peut avoir lieu, comme on le constate en observant la marche de la fumée à l'intérieur de la lampe en l'absence du gaz. Celui-ci survenant, et arrivant sur la mèche par la cheminée, l'inflammation se propage naturellement dans le tamis, et de là à l'extérieur.

Lorsque le tamis de la lampe Mueseler est entouré d'un cylindre plein, ou cuirasse, adapté par son bord inférieur à la virole à mi-hauteur de la cage, virole qui est percée d'ouvertures pour l'admission de l'air, le passage de la flamme dans le tamis devient, sinon tout à fait impossible, au moins beaucoup plus difficile; quand même il se produirait, l'explosion ne s'ensuivrait pas nécessairement, la toile métallique étant

abritée contre l'action mécanique du courant. Dans les expériences sur la lampe Mueseler cuirassée, quelque grande que fût la vitesse du courant explosif, on voyait généralement le gaz s'allumer sous la toile horizontale, et s'éteindre presqu'aussitôt. Quelquefois, cependant, le gaz a persisté à brûler sous cette toile.

J'arrive à l'examen critique des différents systèmes de lampes; je ne suivrai pas le rapport dans la discussion, d'ailleurs fort intéressante au point de vue du principe, de ces systèmes, parce que beaucoup d'entre eux, bien qu'ingénieux, sont sans valeur pratique; je me bornerai à parler de quelques types de lampes auxquels la Commission elle-même reconnaît cette valeur.

En premier lieu, en ce qui concerne les lampes courantes, la Davy ordinaire, emboîtée dans une enveloppe bien ajustée, devient « d'une des plus dangereuses, une des plus sûres ». Une de ces lampes, dont l'enveloppe n'était cependant pas aussi complète qu'on aurait pu le désirer, a été exposée pendant deux minutes à un courant explosif de $15^m,75$ de vitesse par seconde, sans qu'il y eût aucune apparence que l'inflammation se propageât à l'extérieur; cependant, d'autres lampes analogues ont provoqué l'explosion, ou paraissaient devoir le faire d'un instant à l'autre. Si l'on veut qu'une lampe de cette disposition puisse résister à des courants très violents, il faut étudier en détail et avec le plus grand soin la disposition de l'enveloppe; mais du moment où celle-ci abrite complètement le tissu métallique de l'action directe du courant, on peut considérer la lampe comme de sûreté jusqu'à la vitesse de 10 mètres par seconde inclusivement.

Ce qui vient d'être dit s'applique aussi à la lampe Stephenson et à la *Jack lamp*, pourvu que le verre ait une hauteur suffisante. La lampe Stephenson peut résister à des courants explosifs déjà assez rapides, parce que le gaz brûle seulement sur la toile métallique à l'entrée d'air; mais on ne doit plus s'y fier dès que la vitesse du courant atteint 4 ou 5 mètres.

La Commission a accordé une attention spéciale à la lampe Eloin et à quelques autres lampes qui en dérivent plus ou moins directement.

La lampe Eloin (fig. 3, pl. VIII) était l'un des cinq types autorisés en Belgique par l'arrêté ministériel du 10 juillet 1851, mais n'a jamais, que je sache, reçu une application pratique un peu étendue; aussi ne sera-t-il pas inutile d'en rappeler sommairement la disposition. Le verre, un peu plus étroit que celui de la lampe Mueseler, et présentant la

forme d'un hyperboloïde à une nappe, repose sur une embase en cuivre, percée de rainures garnies de toile métallique pour l'entrée d'air; il est surmonté d'un cylindre en tôle pleine, de $0^m,03$ de diamètre sur environ $0^m,10$ de hauteur, fermé au sommet par un disque en toile métallique à travers lequel s'échappent les produits de la combustion. Cette lampe est jugée très sûre, mais elle a l'inconvénient de s'éteindre trop facilement par les chocs ou par l'action d'un courant d'air oblique.

La lampe Gray nº 2 (fig. 4, pl. VIII) ne diffère de la lampe Eloin que parce que l'air d'alimentation passe d'abord par quatre tubes métalliques extérieurs formant les montants de l'armature. L'air descendant par ces tubes débouche au bas du verre dans une chambre annulaire dont la paroi intérieure est garnie de toile métallique que l'air traverse pour arriver à la flamme; la lampe éclaire très bien et la flamme n'est que peu affectée par de fortes oscillations ou des mouvements brusques de haut en bas et de bas en haut. Les divers exemplaires de cette lampe ont été soumis à une trentaine d'expériences, parmi lesquelles je mentionnerai seulement celles de Woolwich, au nombre de 17 en tout, dont 7 dans des courants de 5 mètres, $7^m,50$ et $9^m,75$ de vitesse par seconde et 5 dans des courants de $14^m,50$ à $16^m,50$ par seconde. Il n'y a pas eu d'explosion extérieure; mais dans une épreuve à la vitesse de $14^m,50$, le verre, lorsqu'on arrêta l'expérience, au bout de 1 minute 40 secondes, était si fortement fendillé que l'explosion paraissait imminente.

La lampe Clanny, lorsque le cylindre en toile métallique est abrité par une cuirasse, devient beaucoup plus sûre; dans ces conditions, elle a résisté à des courants de $7^m,60$ et même de $9^m,65$ de vitesse par seconde; mais une explosion s'est produite dans un courant de $14^m,50$ de vitesse.

La lampe Marsaut est une lampe Clanny cuirassée dans laquelle le cylindre unique en toile métallique est remplacé par deux ou même trois cônes tronqués s'emboîtant l'un dans l'autre. La lampe à double toile paraît être de toute sûreté jusqu'à la vitesse de 10 mètres par seconde du courant explosif; elle a même, dans les expériences du jury du prix Lever, résisté pendant cinq minutes à un courant de $13^m,50$ de vitesse. Lors des expériences de la Commission, la lampe Marsaut à double toile, malgré sa cuirasse si bien ajustée, a fait chaque fois explosion dans deux épreuves à la vitesse de $14^m,50$ et de $15^m,75$. Avec la lampe à triple toile, aucune explosion n'a pu être obtenue, bien qu'elle ait été exposée pendant une durée de deux minutes à des courants de

$14^m,50$ et de $15^m,75$. Aucune de ces deux lampes, non plus que la lampe Gray, ni la lampe Eloin, n'a été soumise qu'à un nombre d'épreuves fort restreint, comparativement à celles qu'a subies la lampe Mueseler.

Je dois encore citer la lampe Evan Thomas nº 7 (fig. 5, pl. VIII), qui est également une lampe Clanny cuirassée; le tamis est formé d'une seule toile métallique, sauf à la partie supérieure, où elle est doublée sur une certaine hauteur, les deux fonds étant assez espacés. Le bas du tamis est emboîté dans un cylindre métallique plein, pour empêcher que la toile soit exposée au courant d'air passant par les orifices inférieurs de la cuirasse; les orifices d'échappement au sommet de celle-ci sont également disposés de manière qu'un jet d'air passant par là ne puisse venir frapper la toile métallique. Cette lampe n'a été essayée qu'à Woolwich, où elle a été soumise à douze épreuves seulement, dont six à la vitesse de $16^m,25$ par seconde pendant une durée de 2 à 3 minutes, qui a été étendue une fois à 5 1/2 et une fois à 7 1/2 minutes, sans qu'il se soit manifesté aucune apparence de danger. La combustion du gaz rougissait bien le cylindre en toile métallique, mais à une température paraissant bien en dessous de celle qui est nécessaire pour déterminer l'ignition d'un mélange gazeux. Cette lampe était, en outre, fort éclairante, et sa flamme possédait une stabilité remarquable, même dans les plus forts courants.

Parmi les lampes soumises à la Commission, il s'en trouvait plusieurs pourvues de deux verres concentriques, l'air d'alimentation traversant d'abord une ou plusieurs toiles métalliques, descendant par l'intervalle annulaire compris entre les verres, pour passer encore par une toile métallique à la base du verre intérieur. La Commission condamne ces lampes, bien qu'elles présentent un très haut degré de sûreté lorsqu'elles sont en parfait état; mais il a été constaté qu'elles sont beaucoup moins sûres lorsque le verre intérieur est supprimé; or, ce verre, très rapproché de la flamme, ne peut guère manquer de se briser lorsque le grisou brûle à l'entrée d'air. Même lorsque le verre intérieur reste intact, il est indispensable que les deux verres soient également bien ajustés et forment un joint parfaitement étanche; pour obtenir cela, il faut que la lampe soit montée avec beaucoup de soin; il serait donc à craindre que, dans l'usage pratique, lorsqu'on a à apprêter journellement des quantités de lampes à chaque houillère, beaucoup d'ouvriers, si on employait un semblable système, reçussent pour descendre une lampe dans un état défectueux.

La Commission fait encore remarquer à ce propos que les verres d'une forme spéciale introduits dans certaines lampes (par exemple la lampe Eloin), peuvent aussi être dangereux : lorsque la paroi extérieure du verre a la forme d'un hyperboloïde, la paroi intérieure se rapprochant de la forme cylindrique, il y a plus de chances, si le verre vient à se fendre, qu'il s'en détache un morceau que lorsque l'épaisseur est uniforme.

La Commission tire de sa laborieuse étude les conclusions suivantes :

Aucune des lampes essayées n'est d'une sûreté absolue; il est vrai que plusieurs d'entre elles n'ont pu être mises en défaut dans un courant explosif de 15 mètres de vitesse; mais si elles se trouvaient dans la pratique exposées à un courant semblable, elles n'offriraient qu'une sûreté fort précaire, soit parce que la lampe finirait par être endommagée, soit parce qu'elle serait rendue défectueuse à l'avance par l'usure résultant du service journalier. Il est vrai aussi que des courants d'une vitesse approchant celle qui vient d'être indiquée ne se rencontrent pas dans les mines, si ce n'est dans des cas tout à fait exceptionnels.

On peut donc admettre que, parmi les lampes actuellement connues, il en est qui, entretenues avec soin et maniées avec prudence, sont suffisamment sûres dans toutes les circonstances qui peuvent se présenter dans le travail des houillères.

Beaucoup des lampes les plus sûres sont impropres à l'usage pratique, soit qu'elles éclairent trop peu, soit qu'elles s'éteignent trop facilement par le mouvement ou par les courants d'air obliques, soit encore qu'elles soient d'une disposition compliquée qui apporterait trop de difficultés dans le service.

La Commission reconnaît à quatre lampes une sûreté de premier ordre, alliée à une construction simple et à un pouvoir éclairant suffisant; ce sont la Gray, la Marsaut, la nº 7 Evan Thomas et la Mueseler *pourvue d'une cuirasse*, cette dernière ayant, par rapport aux trois autres, le désavantage de s'éteindre lorsqu'on la maintient sous une inclinaison prononcée.

Le tableau ci-après réunit pour ces quatre lampes les données relevées par la Commission au sujet du pouvoir éclairant, avec l'épreuve à laquelle elles ont été soumises :

| DÉSIGNATION DE LA LAMPE. | POUVOIR ÉCLAIRANT en bougie-étalon. | ÉPREUVE dans le gaz d'éclairage. | |
|---|---|---|---|
| | | Vitesse du courant en mètres par seconde | Durée de l'épreuve. |
| Davy (*tin case* ou ordinaire), pour comparaison . . . . . . . | 0.07 à 0.22 | » | » |
| Marsaut. à triple toile . . . | 0.40 à 0.50 | 15.75 | 2 min. |
| Marsaut. à double toile . . . | 0.60 à 0.70 | 10.15 | 1 id. |
| | | 4.00 | 15 id. (*) |
| | | 13.50 | 5 id. (*) |
| Mueseler avec cuirasse . . . . | 0.30 à 0.40 | 14.50 | » (**) |
| | | 13.50 | 1 min.(*) |
| Gray. . . . . . . . . . . | 0.30 à 0.40 | 15.75 | 1 id. |
| | | 14.50 | 1 m. 40 s. |
| Evan Thomas n° 7 . . . . . | 0.40 à 0.50 | 16.25 | 7 m. 40 s. |

(*) Expérience du concours Ellis Lever.

(**) On n'indique pas la durée de l'épreuve, parce que la lampe s'éteint presque toujours dès l'arrivée du gaz.

A l'exception de la lampe Thomas, qui pèse près de 1 1/2 kilog., le poids des trois autres lampes est à très peu près le même, soit 1 1/4 kilog.

La Commission ne voit dans ces quatre types de lampes d'autre danger à craindre que l'éventualité de la rupture du verre, si ce n'est pour la lampe Marsaut à double toile, laquelle, à très grande vitesse (14 à 16 mètres par seconde), a laissé passer la flamme à travers les treillis métalliques, le verre restant intact. La Commission indique aussi quelques améliorations de détail qui pourraient être apportées à ces lampes :

Pour la Marsaut et pour la Mueseler cuirassée, il ne devrait y avoir admission d'air au bas de la cuirasse que par des orifices pratiqués dans la virole qui lui sert de base, et non latéralement; la partie inférieure du tamis en toile métallique devrait être remplacée par une tôle pleine sur une assez grande hauteur, afin que l'air d'alimentation, après avoir traversé les ouvertures d'admission de la cuirasse, chemine verticalement pendant un certain temps avant de pénétrer dans la lampe (en d'autres termes, pour soustraire la toile métallique du tamis à toute action plus ou moins directe du courant d'air).

Le verre de la lampe Mueseler pourrait aussi être protégé, comme il

a été dit, contre l'échauffement produit par la combustion du gaz à l'intérieur.

La cuirasse a l'inconvénient d'empêcher l'ouvrier, lorsqu'on lui remet sa lampe allumée et fermée à clef, de s'assurer par lui-même que les toiles métalliques nécessaires à la sûreté de la lampe se trouvent en place; pour obvier à cet inconvénient, on pourrait ménager dans la cuirasse deux rainures de 3 à 4 millimètres de largeur et de 2 à 3 centimètres de hauteur, diamétralement opposées, garnies de plaques de mica solidement fixées.

On a reproché aussi à la lampe Marsaut de s'échauffer, dans l'usage courant, plus que ne le font les lampes Davy ou Clanny. Cet échauffement, dû à la présence de la cuirasse, et qui, par conséquent, se produit aussi avec la lampe Muesler cuirassée, est, dans l'opinion de la Commission, dépourvu de danger et contribue même à augmenter la sûreté de la lampe, en dispersant, par la conductibilité, la température trop élevée que pourraient avoir à supporter certaines parties exposées à la combustion du gaz.

La lampe Gray paraît être la plus sujette à la rupture du verre lorsqu'elle est placée dans un mélange explosif; si celui-ci n'est animé que d'une faible vitesse, le gaz brûle sur tout le pourtour à la base du verre qui s'échauffe ainsi fortement. Dans les courants rapides, un dard de flamme partant de l'entrée d'air du côté de l'amont, traversait la lampe pour venir frapper le verre à peu près à mi-hauteur du côté opposé, d'où résultait une fracture rayonnée du verre, de nature à faire craindre qu'il s'en détachât des morceaux. La Commission pense que l'on pourrait remédier à cet inconvénient en plaçant à la base du verre un disque en toile métallique surmonté d'un pavillon concentrant l'air sur la flamme, comme cela existe dans la lampe Eloin; ou encore par l'addition d'un verre intérieur de peu de hauteur, mince et de nature réfractaire, qui supporterait l'effet de la chaleur.

Comme complément à l'étude des divers systèmes de lampes de sûreté, la Commission examine les modes de fermeture employés pour ces lampes, et mentionne certains dispositifs proposés pour déterminer automatiquement l'extinction totale lorsque le grisou vient à s'enflammer à l'intérieur de la lampe. Elle juge peu pratiques ces dispositions, basées sur l'emploi de pièces mobiles qu'un ressort fait jouer lorsque la flamme du gaz a brûlé le fil qui les maintenait. Certains systèmes ont bien fonctionné dans l'appareil d'essai, mais il n'en serait plus de même dans la mine après un certain temps de service.

En ce qui concerne le mode de fermeture, la Commission a constaté, par les dépositions reçues dans son enquête, que les ouvriers sont moins portés que jadis à ouvrir leur lampe dans les travaux ; il n'en est pas moins nécessaire que les lampes soient pourvues d'un moyen de fermeture tel qu'une infraction de ce genre ne puisse être commise facilement, ou que du moins elle n'échappe pas à la répression. La fermeture à vis est jugée inefficace. Les systèmes qui ont pour but d'éteindre la lampe lorsqu'on l'ouvre, ne sont pas toujours d'un fonctionnement assuré. On a proposé aussi diverses dispositions dans lesquelles la lampe est maintenue fermée par une broche à ressort que l'on ne pourrait ouvrir qu'au moyen d'une pompe à air ou d'un puissant aimant; mais souvent un tour de main habile permet d'ouvrir la lampe par une simple secousse. La fermeture magnétique Wolf paraît cependant échapper à ce reproche (fig. 6, pl. VIII).

La Commission considère comme étant à la fois le plus simple et le plus efficace le procédé, répandu dans beaucoup de mines, qui consiste à réunir le réservoir d'huile et la cage de la lampe par un boulon de plomb rivé et estampillé; il convient que le plomb reçoive une forte empreinte et que l'estampille soit changée d'un jour à l'autre.

La Commission a prêté aussi une attention sérieuse à l'*Etude sur la lampe de sûreté des mineurs*, de M. Marsaut, dans laquelle cet ingénieur établit l'existence d'une cause de danger, jusqu'alors inaperçue, qui existe pour certaines lampes dans une atmosphère de gaz en repos. Les expériences de M. Marsaut consistaient, on le sait, à élever la lampe dans une cloche de verre remplie de gaz et à la laisser redescendre dans l'air extérieur après quelques instants de séjour dans le gaz; la lampe est ainsi placée dans des conditions semblables à celles où elle se trouve lorsqu'on l'emploie à rechercher le grisou au ciel des excavations. Certaines lampes, soumises à cette épreuve, déterminent l'inflammation du gaz de la cloche; M. Marsaut a même obtenu ce résultat avec la lampe Muesceler. Une lampe est d'autant plus dangereuse à ce point de vue, que la surface des toiles métalliques est plus petite par rapport au volume de la capacité intérieure de la lampe; cela s'explique parce que les gaz à haute température développés par l'explosion interne, ne trouvant qu'une surface d'échappement restreinte, traversent le treillis métallique avec une vitesse trop grande pour que l'action refroidissante de celui-ci ait le temps de s'exercer.

La Commission, considérant les expériences de M. Marsaut comme

complètes et concluantes, a trouvé inutile d'entreprendre des recherches suivies sur ce sujet ; elle a cependant procédé à un certain nombre d'essais sur quelques lampes :

La lampe Bainbridge n° 5 (fig. 7, pl. VIII), qui présente précisément une capacité intérieure très grande avec une surface d'échappement assez restreinte, a allumé trois fois le gaz de la cloche dans une première série d'essais, comprenant deux cent quarante-trois épreuves. Dans une seconde série de cent vingt-neuf épreuves seulement, le nombre d'inflammations s'est élevé à cinq, parce que l'élévation et la descente de la lampe avaient été faites un peu plus rapidement (1).

La lampe Mueseler n° 47 (fig. 2, pl. VIII), sur trois cent trente-sept épreuves, a donné lieu, à peu près chaque fois, à l'inflammation du gaz dans le tamis au dessus de la toile horizontale, mais jamais à l'inflammation extérieure.

Quelques essais ont été faits aussi sur la lampe Mueseler belge, sur les lampes Davy (petit modèle), Stephenson, Williamson et Gray, sans aucune inflammation du gaz de la cloche.

La Commission, en terminant cette partie, parle de l'épreuve quotidienne des lampes de sûreté ; de petits défauts d'ajustement, suffisants pour que la flamme cesse d'être isolée, peuvent facilement échapper à la simple inspection visuelle. Il est donc utile de posséder à la mine un appareil permettant de vérifier le bon conditionnement des lampes ; chaque lampe, avant d'être remise à l'ouvrier mineur, passerait par cet appareil. Il est déjà beaucoup de mines anglaises où l'on essaie journellement un certain nombre de lampes en les élevant dans une caisse vitrée où l'on fait arriver du gaz, ou en les faisant passer dans un anneau assez large, percé à sa périphérie intérieure d'une série de petits

(1) J'ai eu l'occasion de faire avec le gaz d'éclairage de Seraing des expériences par le même procédé ; j'ai trouvé que son application, pour obtenir un résultat, demande un tour de main assez délicat. L'inflammation du gaz de la cloche se produisait à peu près chaque fois avec la lampe dite d'étude de M. Marsaut, dans laquelle la surface d'échappement de la toile métallique est très réduite ; mais il suffisait d'une fraction de seconde d'exposition, en trop ou en trop peu, pour que l'inflammation n'eût pas lieu. Avec la lampe Mueseler type, je n'ai jamais pu obtenir l'inflammation extérieure et je n'ai réussi à produire le passage de la flamme à travers le diaphragme que lorsque le gaz d'éclairage était additionné de 1/4 à 1/3 de son volume d'hydrogène pur. Ces résultats négatifs peuvent être dus à un manque d'habileté dans l'opération ; cependant il est probable, comme l'ont conclu MM. Mallard et Le Châtelier de leurs essais dans le gaz de Paris, qu'un gaz d'éclairage d'une nature spécialement dangereuse est nécessaire pour mettre la lampe Mueseler en défaut en opérant de cette façon. La Commission anglaise, comme on le voit ci-dessus, est également arrivée à des résultats négatifs en ce qui concerne la lampe Mueseler.

trous qui lancent autant de jets de gaz; mais ces deux procédés ne paraissent pas de nature à donner toute garantie; il serait préférable de se servir, pour l'essai, d'un cylindre en tôle de $0^m,20$ à $0^m,25$ de diamètre, ouvert en haut et en bas, au fond duquel serait placé une sorte de bec Bunsen formé d'une série d'anneaux perforés concentriques. Le gaz dégagé par ces anneaux, en s'élevant, formerait avec l'air un mélange explosif dont le cylindre serait constamment rempli, et en y laissant descendre une lampe on aurait une épreuve concluante.

Une lampe en bon état, passant dans l'appareil d'épreuve, s'éteint. Si son agencement est semblable à celui qu'emploient les fabricants belges, c'est-à-dire si en enlevant le réservoir d'huile pour rallumer la mèche, toutes les pièces se trouvent mises en liberté, on n'aura pas la certitude, après le rallumage, que l'ajustement de la lampe est parfait. A ce point de vue, on peut recommander le système suivi en Angleterre, dans lequel le verre et les divers organes constitutifs de la lampe, sont maintenus au moyen d'une virole en métal vissée à la base de la cage (fig. 4, 5, 7, pl. VIII), dans le pas de vis même qui sert à fixer celle-ci sur le réservoir d'huile. La cage, avec la garniture complète de la lampe, forment ainsi un tout solidaire indépendant du réservoir.

### Matières éclairantes pour les lampes de sureté.

La Commission s'est occupée de rechercher le moyen de faire produire à une lampe donnée un rendement maximum de lumière. On trouve toujours une assez grande difficulté à réaliser des améliorations sous ce rapport, d'une part, parce qu'on ne peut employer qu'un bec de la forme la plus simple, peu approprié, par conséquent, à l'utilisation complète d'une grande quantité de matière éclairante ; d'autre part, parce qu'on est obligé, pour rendre la lampe résistante en présence du grisou, d'apporter à l'admission de l'air et à l'échappement des produits de la combustion des obstacles qui viennent entraver encore plus le bon fonctionnement de la flamme. C'est donc par le choix de la matière éclairante que l'on doit chercher à améliorer la lumière fournie par la lampe.

En laissant de côté les huiles minérales très volatiles, telles que la « colzaline » des lampes *Protector*; les huiles, moins dangereuses, de pétrole ou de paraffine, qui demandent une alimentation d'air incompatible avec la sûreté de la lampe ; et la paraffine à l'état solide,

qui a été essayée, mais ne se prêterait pas aux exigences du service courant dans la mine, on reste en présence de l'huile végétale, de colza ou de navette, et de l'huile de baleine. Je dirai en passant que cette dernière huile, très employée en Angleterre, paraît à peu près inconnue dans le commerce en Belgique; son introduction pourrait être bien utile, à en croire les plaintes que j'ai si souvent entendu formuler contre la mauvaise qualité de l'huile de colza, dite épurée; bien que nos règlements de police exigent l'emploi exclusif de l'huile « végétale »; je ne crois pas que l'interdiction doive être considérée comme s'appliquant à l'huile animale, mais seulement aux huiles de provenance minérale.

Une série d'essais ont été faits sur différentes huiles, non sans que l'on ait éprouvé assez de difficultés pour les placer dans des conditions comparables ; des résultats satisfaisants ont cependant été obtenus en faisant fonctionner la lampe pendant 8 à 10 heures consécutives, la flamme étant d'abord bien réglée à 25 millimètres de hauteur; on montait la mèche et on la mouchait, quand cela devenait nécessaire, en tenant note des intervalles de temps pendant lesquels la lampe n'avait demandé aucun soin. On procédait en même temps à des expériences photométriques, après un temps d'allumage plus ou moins long.

La lampe Marsaut a servi aux essais parce que les dispositions de la mèche et de la lampe elle-même paraissaient les plus convenables pour arriver à des résultats comparatifs exacts. Les huiles soumises à l'épreuve étaient l'huile de colza ou de navette, et l'huile de baleine, soit pures, soit mélangées d'une proportion plus ou moins grande d'huile de pétrole assez fixe pour ne pas s'enflammer en dessous de la température de 28 degrés centigrades.

Voici, à peu près textuellement, les conclusions déduites de ces essais :

1° L'huile végétale épurée, de bonne qualité, fournit pendant un temps limité un éclairage régulier, mais la mèche ne tarde pas à charbonner et doit être mouchée fréquemment.

2° La bonne huile de baleine, bien claire, est beaucoup supérieure à l'huile végétale, en ce que la flamme se maintient régulière pendant plus longtemps sans qu'il soit besoin de toucher à la mèche.

3° En additionnant l'huile végétale de moitié de son volume de pétrole, on obtient une flamme plus régulière, sans augmentation de pouvoir éclairant. Avec un mélange par parties égales, la régularité de

la flamme est plus grande encore et en même temps le pouvoir éclairant est accru.

4° Le mélange de pétrole, dans la proportion d'un à deux en volume, améliorait aussi les résultats obtenus avec l'huile de baleine; mais l'emploi d'un mélange par volumes égaux a paru assez dangereux, en activant trop la combustion de l'huile et de la mèche; il fallait souvent remonter celle-ci; de plus, la lampe s'échauffait assez fort; la partie de la mèche laissée à découvert dans son étui par la rainure servant à l'application de la mouchette, a pris feu après un certain temps; l'huile elle-même s'échappait par cette ouverture et flambait.

La Commission conclut de là que l'huile de baleine est préférable à l'huile végétale, et que l'une et l'autre peuvent être améliorées par l'addition de moitié de leur volume de pétrole ou d'huile de paraffine. L'huile végétale épurée valant à Londres fr. 0-70 à 0-80, l'huile de baleine, fr. 0-65 environ, et le pétrole de la qualité requise, fr. 0-20 seulement le litre, ce mélange, tout en améliorant la qualité de l'huile, produit encore une économie sensible.

Enfin, la Commission donne quelques indications sur le soin à prendre au sujet des mèches des lampes, qui doivent être d'un tissu lâche, et pas trop serrées dans le porte-mèche. Il convient de placer chaque jour une mèche neuve, parce qu'en brûlant elle se charge, par le passage de l'huile, de matières solides qui entravent l'action de la capillarité. La mèche doit être bien séchée avant qu'on la place, car l'humidité que pourrait retenir la fibre gênerait aussi l'ascension de l'huile.

### ECLAIRAGE ÉLECTRIQUE.

Examinant la possibilité d'utiliser l'électricité pour l'éclairage des travaux souterrains des mines de houille, la Commission constate tout d'abord qu'en dépit des immenses progrès réalisés dans les applications diverses de l'électricité, cette adaptation est loin d'être aussi facile qu'on serait tenté de le croire.

L'emploi de l'arc voltaïque doit être écarté *a priori;* sa lumière est trop puissante pour être convenablement utilisée dans des espaces forcément circonscrits, où, sauf quelques rares exceptions, elle ne pourrait atteindre qu'à une distance trop limitée. De plus, cet éclairage serait fort dangereux dans les mines à grisou, car il serait impossible d'isoler le foyer lumineux de l'atmosphère ambiante avec toute sécurité.

Les lampes à incandescence n'ont aucun de ces inconvénients ; le courant électrique est réparti entre des lampes en nombre plus ou moins grand, que l'on peut utiliser, soit séparées, soit groupées, suivant les besoins. Le foyer lumineux est complètement isolé par un globe de verre solide, que ses faibles dimensions permettent de garantir efficacement contre un bris accidentel, sans nuire sensiblement au pouvoir éclairant.

Les lampes à incandescence sont très employées, tant sur le continent qu'en Angleterre, dans les fabriques de poudre, où elles donnent une sûreté entière, même pour certains locaux dont l'atmosphère est tellement chargée de fine poussière de poudre que l'on n'aurait pu songer auparavant à y établir un éclairage quelconque, autre que la lumière du jour. Sur le continent, les lampes électriques, bien enfermées dans une lanterne, sont placées à l'extérieur du local, vis-à-vis des fenêtres. Dans les manufactures anglaises, on préfère les placer à l'intérieur; chaque lampe est enfermée dans un globe de grandes dimensions (semblables à celles des globes qui entourent les lampes de voitures de chemin de fer), rempli d'eau. La présence de l'eau maintient froid pendant longtemps le verre de la lampe électrique, ce qui ne serait pas bien nécessaire; mais sa véritable utilité consiste à assurer d'une manière absolue l'isolement du foyer lumineux, pour le cas possible, bien que rare, de la rupture de ce verre.

Le problème de l'éclairage électrique dans les mines est donc résolu, en tant qu'il s'agisse des chambres d'accrochage avec leurs abords, et des maîtresses-voies sur une longueur plus ou moins grande ; l'application en a été faite dès 1881, et plusieurs des installations réalisées depuis lors continuent à fonctionner régulièrement, notamment aux mines de Risca (Monmouth), de Harris' Navigation (Sud Galles), et d'Earnock (Ecosse). Dans chacune de ces deux dernières, le nombre de lampes est de 40; elles sont de 20 à 25 et même quelques-unes de 40 bougies chacune ; cet éclairage s'étend jusqu'à une distance de 100 ou 150 mètres du puits. Les résultats obtenus sont pleinement satisfaisants au point de vue du pouvoir éclairant; ils sont en même temps relativement économiques.

Il n'y a aucun doute que ce système puisse être appliqué également pour l'éclairage fixe des grandes artères de la mine, sinon à toute distance, du moins jusqu'à des distances plus grandes que celles où la prudence permet aujourd'hui de porter l'éclairage à feu nu. Seulement,

il ne faut pas perdre de vue le danger de la rupture accidentelle d'un fil conducteur par un éboulement ou par un choc violent; l'étincelle jaillissant au moment de la rupture mettrait le feu au grisou, s'il s'en trouve, ce qui peut toujours arriver lors d'un éboulement. Il est donc à recommander d'enterrer dans le sol, sur le côté de la voie, les fils du circuit principal, et l'on doit apporter beaucoup de soins à l'établissement et au raccordement des fils qui dérivent le courant à chaque lampe; ces fils doivent être revêtus d'une enveloppe compacte et solide.

Une autre cause de danger assez sérieuse résulterait de l'interruption subite de l'éclairage dans tout ou partie du réseau; à ce point de vue encore, il faut que la pose des conducteurs soit bien soignée. Pour empêcher que la source d'électricité elle-même vienne à faire défaut, on aura des dynamos de réserve, ou mieux encore on emploiera un nombre suffisant de piles secondaires, ou accumulateurs, qui, en cas d'arrêt de la machine électrique, continueront à alimenter les lampes pendant un certain temps, et, en temps ordinaire, constitueront un bon régulateur de l'intensité du courant.

La question de l'éclairage des chantiers est toute différente. L'application de la lampe à incandescence pour cet usage a été tentée à Earnock, ainsi qu'à la mine de Pleasley (Derby), mais sans succès, ce qui se comprend fort bien: il faut que les ouvriers aient toute facilité pour déplacer leur lampe, et les fils conducteurs attachés à celle-ci en rendent le maniement trop incommode. Outre cette difficulté, qui équivaut à peu près à une impossibilité pratique, il faut considérer aussi le danger provenant de ce que, les fils traînant sur le sol, les ouvriers, dans le cours de leur travail, ne sauraient toujours éviter de marcher dessus ou de s'y embarrasser; les fils, que l'on ne peut garantir par une enveloppe d'une très grande résistance sans rendre le maniement de la lampe complètement impraticable, sont ainsi exposés à se rompre ou à s'arracher. S'ils résistent au choc, il peut arriver que la lampe elle-même soit violemment projetée sur un corps dur, et que le verre se brise; or, il a été constaté par expérience que dans ce cas le filament de charbon, quelque rapide que soit sa destruction au contact de l'air, aurait encore le temps, avant de s'éteindre, d'allumer un mélange gazeux.

La seule lampe électrique propre à l'usage dans les chantiers de travail serait donc une lampe portative, contenant en elle-même la source d'électricité, si l'on arrive à en construire une qui réponde suffi-

samment à toutes les conditions de la pratique. Des essais intéressants ont été faits sous ce rapport, et ont conduit à un résultat qui permet déjà d'employer la lampe électrique dans certains cas.

Deux ou trois appareils de ce genre avaient été produits en 1883, à l'occasion du concours institué par MM. Ellis Lever, mais ils étaient assez loin de répondre aux conditions nésessaires. Plus tard, MM. Coad, Trouvé, Blumberg et Swan, présentèrent à la Commission des lampes portatives contenant une pile primaire. Voici quelques indications à ce sujet :

La première lampe présentée en 1884 par M. Coad n'a pas été essayée au photomètre; dans la mine, elle a fonctionné pendant quatre heures avec un pouvoir éclairant qui s'affaiblissait d'une manière continue, mais qui, au début, était sensiblement supérieur à celui d'une lampe de sûreté ordinaire. Plus tard, une autre lampe du même auteur a donné au photomètre une lumière régulière de 0.35 à 0.40 bougie (1) pendant trois heures; à la fin de la quatrième et de la cinquième heure, le pouvoir éclairant était descendu à 0.23 et 0.13 respectivement; après cela, la lumière était trop faible pour être encore utilisable. Cette dernière lampe pesait 2 3/4 kilogrammes.

Les lampes Trouvé fournirent des résultats encore moins satisfaisants; la lumière était brillante pendant une heure, mais décroissait ensuite rapidement, pour cesser d'être utilisable avant la fin de la seconde heure.

Les lampes Blumberg sont actionnées par une pile au chlorure d'argent (système Warren De la Rue, modifié par Skrivanoff; le liquide employé est une solution de potasse). Deux exemplaires, pesant respectivement 2 et 3 kilogrammes, ont été présentés; la section horizontale, rectangulaire, est de $0^m,08$ à $0^m,10$, la hauteur de $0^m,16$ à $0^m,19$. Le plus grand a donné pendant une heure un éclairage de près de 4 bougies, qui était descendu à 2.69 bougies une heure plus tard; la rupture du filament de carbone a empêché de poursuivre l'expérience. La lumière fournie par la plus petite lampe s'est maintenue à une bougie pendant une heure, décroissant ensuite régulièrement pour arriver à une demi-bougie après la cinquième heure; après huit heures de service, elle était un peu en dessous de celle d'une lampe ordinaire. On voit que la lampe Blumberg, à part son coût assez élevé et les embarras qu'entraînerait dans la pratique le renouvellement de l'électrode argent

(1) Bougie-étalon (*standard candle*), brûlant à l'heure 7 3/4 grammes de sperma-ceti.

et chlorure d'argent, répond déjà jusqu'à un certain point aux conditions voulues.

La lampe à pile primaire de M. J. Wilson Swan donne un pouvoir éclairant de 1.90 bougie à la mise en train, 0.96 bougie après trois heures, et seulement 0.38 bougie, c'est-à-dire la lumière d'une lampe Mueseler, à la fin de la quatrième heure, pour cesser d'être utilisable peu de temps après. Cet appareil est donc insuffisant, bien qu'il puisse, par sa simplicité et la facilité de le mettre en service immédiatement à tout moment, être utile, même dans son état actuel, pour les explorations faites aussitôt après un accident.

Le même inventeur avait produit auparavant une lampe électrique portative alimentée par une pile secondaire, qui mérite d'attirer l'attention :

L'appareil (fig. 8 et 9, pl. VIII) est enfermé dans une boîte en ébonite de forme cylindrique, de $0^m,11$ de diamètre sur $0^m,20$ de hauteur, non compris la poignée qui sert à la porter; le poids total est d'un peu plus de 4 kilogrammes. Sur le côté se trouve une lampe à incandescence en miniature, contenue dans un petit tube de verre, qui est lui-même enfermé dans un globe hémisphérique en verre épais, solidement fixé. Derrière la lampe, il y a un réflecteur blanc mat. Dans l'un des exemplaires présentés, le globe contenait deux lampes, dont on mettait l'une ou l'autre en circuit à volonté; ainsi, on n'était pas exposé à être privé de lumière par la rupture accidentelle du filament de carbone de la lampe allumée.

L'accumulateur est formé de sept éléments dont chacun est contenu dans un étui cylindrique en ébonite; les éléments comprennent un cylindre creux en plomb, qui s'emboîte dans l'étui, et dans la surface intérieure duquel sont ménagées des cannelures remplies de plomb spongieux (fig. 10); l'électrode négative est un fil de plomb entouré de peroxyde, maintenu par une bande de toile enroulée en spirale; le tout baigne dans l'acide sulfurique étendu. La batterie est montée en tension, comme on le voit à la fig. 9, qui montre aussi en pointillé la disposition des fils conducteurs reliant les pôles, d'une part à la lampe, d'autre part aux bornes de chargement, $A$, $A$. Les fig. 8 et 11 font voir comment, en vissant ou dévissant le bouton $B$, on établit ou rompt le circuit. Pour charger à la fois un grand nombre de lampes, on les adapterait à une série d'embranchements de dérivation du courant fourni par une dynamo; aussitôt la lampe remontée après la fin d'un

poste, on la mettrait en place sur ce circuit, et on la retrouverait prête à fonctionner douze ou quatorze heures plus tard. M. Swan calcule qu'une force utile de 5 chevaux, appliquée à une dynamo, suffirait pour le chargement de 300 lampes à la fois.

Trois exemplaires de cette lampe ont été soumis à des essais photométriques à l'arsenal de Woolwich; les nos 1 et 2 étaient semblables; le no 3 portait deux lampes accolées.

Les observations faites d'heure en heure sur la lampe no 1, allumée à 10 heures du matin, ont donné les pouvoirs éclairants ci-après :

| | | |
|---|---|---|
| 11 heures du matin . . . . | 2.057 | bougies. |
| Midi . . . . . . . . . . . | 1.049 | id. |
| 1 heure de relevée. . . . . | 1.204 | id. |
| 2 id. id. . . . . . . | 0.963 | id. |
| 3 id. id. . . . . . . | 1.096 | id. |
| 4 id. id. . . . . . . | 2.075 | id. |
| 5 id. id. . . . . . . | 1.960 | id. |
| 6 id. id. . . . . . . | 1.632 | id. |

On voit que la lumière obtenue, malgré des fluctuations considérables de son intensité, qui n'étaient probablement pas assez rapides pour être bien gênantes, s'est maintenue pendant 8 heures consécutives à un chiffre qui était généralement double ou triple de celui fourni par les meilleures lampes de sûreté. Après cela, on éteignit la lampe et on la laissa jusqu'au lendemain, où elle fut rallumée à 9 heures du matin, c'est-à-dire après un intervalle de 15 heures; à 10 heures elle donnait encore 0.709 bougie; mais à 11 heures, le pouvoir éclairant n'était plus que de 1/30 de bougie, c'est-à-dire, nul.

Voici les résultats photométriques fournis par les exemplaires nos 2 et 3 :

| Temps écoulé depuis l'allumage. | Nombre de bougies. | |
|---|---|---|
| | N° 2. | N° 3. |
| 5 minutes. . . . . . . . | 4.171 | 2.740 |
| 4 heures . . . . . . . . | 3.072 | 2.464 |
| 5 » . . . . . . . . | 2.875 | 2.309 |
| 9 » . . . . . . . . | 2.107 | 2.086 |
| 10 » . . . . . . . . | 0.307 | 2.088 |
| 11 » . . . . . . . . | 0.080 | 1.410 |
| 12 » . . . . . . . . | » | 0.789 |

Ces résultats montrent que, pour obtenir un éclairage suffisamment régulier et durable, il faut d'abord que la batterie ait été complètement chargée, et qu'on la fasse agir peu de temps après le chargement; et de plus, que la résistance offerte par la lampe à incandescence soit bien appropriée à la force de la batterie, afin que celle-ci ne s'épuise pas trop rapidement. C'est ainsi que la lampe n° 2 donnait au début une lumière très intense, mais qui s'est affaiblie très vite, et n'était plus utilisable après 10 heures, tandis que le n° 3, qui ne donnait en commençant que les 2/3 du pouvoir éclairant de la précédente, lui restait égale au bout de 9 heures, et s'est maintenue assez régulière pendant une durée totale de 12 heures, à la fin de laquelle la lumière était encore au dessus de celle des lampes de sûreté les plus éclairantes.

La Commission mentionne encore une lampe à batterie secondaire de M. Pitkin, qui lui a été remise assez tard; les résultats étant de beaucoup inférieurs à ceux de la lampe Swan, je me dispenserai de les rapporter.

Les lampes à pile secondaire, nécessitant l'existence d'un moteur électrique, sont applicables sans difficulté dans les mines où l'électricité est déjà utilisée pour l'éclairage, soit de la surface, soit des tra-travaux souterrains. Mais là où il n'existe pas d'installation électrique, les lampes à batterie primaire seraient préférables. La Commission estime que les résultats obtenus jusqu'à présent par les essais dans cette voie rendent probable l'obtention d'une lampe à pile primaire satisfaisant au service des mines. Elle croit que la lampe électrique, sous une forme ou sous une autre, a chance, dans un avenir rapproché, de se répandre beaucoup dans les mines de houille, où l'on continuera sans doute en même temps à se servir, mais en nombre restreint, des lampes de sûreté ordinaires.

L'inconvénient reproché à la lampe électrique, de ne fournir aucune indication relativement à la présence du grisou dans l'atmosphère de la mine, paraît pouvoir être surmonté sans grande difficulté par l'addition à cette lampe d'un appareil indicateur, tel que celui de Liveing, dont il sera question au chapitre suivant, fournissant sur l'existence du grisou et sa proportion dans l'air des moyens d'appréciation plus certains et surtout plus précis que la lampe ordinaire.

### INDICATEURS DE GRISOU.

La Commission rappelle les recherches entreprises, tout d'abord par M. Galloway, en 1875; puis par MM. Mallard et Le Châtelier, par les

professeurs de Freiberg, MM. Kreischer et Winkler, et en dernier lieu par M. A.-R. Sawyer, inspecteur des mines pour le district du Staffordshire Nord, afin de préciser le mieux possible l'interprétation des indications fournies par les lampes de sûreté au sujet de la proportion de grisou en présence dans l'atmsophère. D'après M. Galloway, l'extrême limite à laquelle la flamme d'une lampe commence à marquer la présence du grisou correspond à une proportion de 1 volume de ce gaz pour 60 d'air. Toutefois, la disposition de la lampe employée peut avoir une certaine influence sur ces indications; c'est ainsi que M. Sawyer a conclu de très nombreuses observations, faites par lui dans la mine en vue de ce but spécial, que la lampe Mueseler est préférable à la Marsaut, et de beaucoup supérieure à la Davy pour la recherche du grisou.

La nature de la matière combustible dont la lampe est alimentée a une influence plus grande encore. Dans les essais de MM. Kreischer et Winkler, au moyen de gaz des marais préparé chimiquement, la proportion mêlée à l'air étant de 1 p. %, les lampes à l'huile végétale ne donnaient absolument aucune auréole; les lampes brûlant la vapeur de benzine (lampe Wolf), ou un mélange d'huile de colza et de pétrole, produisaient une auréole très faible. A 2 p. %, l'auréole était très nette avec la lampe à benzine; bien visible encore avec le mélange colza-pétrole; moins distincte avec l'huile végétale pure. Ils ont trouvé aussi que les lampes dans lesquelles l'air d'alimentation pénètre par la partie inférieure fournissent des indications plus précises.

Enfin, MM. Mallard et Le Châtelier ont pu observer une auréole, sur une lampe pourvue de leur écran, en présence d'une atmosphère contenant seulement 1/2 p. % de grisou artificiel; mais une auréole aussi faible ne serait aperçue que par un opérateur des plus exercé; ce n'est qu'à la proportion de 1 p. % que l'auréole, atteignant une hauteur de 2 à 3 millimètres, devient bien nettement visible.

On peut donc admettre que la plus faible proportion de grisou qu'il soit possible de constater positivement dans l'usage courant, du moins en se servant de la lampe Davy, si universellement répandue en Angleterre, serait de 2 1/2 à 3 p. %. Les travaux de Galloway, d'Abel et d'autres ont établi qu'une proportion de grisou de 2 p. % est dangereuse en présence d'une poussière très inflammable. Les indications fournies par la lampe de sûreté sont par suite insuffisantes à ce point de vue, et il serait à désirer que l'on pût mettre entre les mains des surveillants des appareils plus sensibles et plus précis.

Un ingénieur allemand, M. Pieler, a trouvé le moyen d'augmenter considérablement la sensibilité de ces indications en employant une lampe Davy de grand format, alimentée d'alcool, dont la flamme est complètement masquée par un écran. D'après les essais de l'inventeur lui-même, la hauteur de l'auréole serait de 3 centimètres pour la minime proportion de 1/4 p. °/₀, et atteindrait 5 centimètres à 1/2 p. °/₀.

Cette lampe a été expérimentée à Woolwich dans un courant d'air de 1 mètre de vitesse par seconde, contenant 1 p. °/₀ de gaz d'éclairage ; on a obtenu une auréole d'au moins 15 centimètres de hauteur, en entourant la lampe d'un cylindre en verre qui abritait la flamme de l'action du courant. M. Liveing a également, à la demande de la Commission, essayé la lampe Pieler dans le retour d'air d'une mine, qui contenait une proportion de grisou d'à peu près 1 p. °/₀, déterminée au moyen de son propre indicateur; il a observé une auréole de $0^m,08$ de hauteur, alors que la lampe Davy ne fournissait absolument aucune indication.

Malheureusement, la lampe Pieler, excellente comme indicateur de grisou, serait fort dangereuse en présence d'un courant d'air explosif; de plus, elle est sujette à s'éteindre par l'action d'un courant d'air d'une vitesse même très modérée. Ces défauts pourraient probablement être atténués par l'emploi d'une enveloppe.

On a imaginé aussi des dispositions permettant de rechercher le grisou dans des anfractuosités où la lampe ne pourrait pénétrer : M. Garforth emploie dans ce but une petite poire en caoutchouc, au moyen de laquelle on puise le gaz pour le refouler ensuite dans la lampe; M. Jones, une seringue disposée de telle sorte que l'on puisse à volonté transporter à la surface, pour la soumettre à l'analyse chimique, la prise d'essai recueillie, ou la lancer immédiatement sur la lampe.

Enfin, on a proposé diverses dispositions à l'effet de donner l'alarme lorsque le grisou arrive sur une lampe. La Commission cite la lampe Somzée, où une lame bi-métallique, agissant comme thermomètre, se déforme par suite de la combustion du gaz, et doit faire jouer une sonnerie électrique; et la lampe Hyde. Celle-ci est une grosse Davy, enfermée dans une enveloppe dont les orifices sont pourvus de glissières sur lesquelles agit un ressort retenu par un fil placé dans l'intérieur du treillis métallique. Lorsque le gaz prend feu dans celui-ci, le fil brûle et les glissières se ferment, ce qui détermine l'extinction de la lampe, en même temps qu'une sonnerie est déclenchée.

Les appareils du genre de ces deux derniers sont jugés inopérants parce que diverses causes, autres que la présence du grisou, peuvent les faire fonctionner, et qu'en présence du gaz ils pourraient n'agir que trop tard. L'appareil Hyde, notamment, s'il était exposé à un courant explosif, même d'une vitesse modérée, déterminerait probablement l'inflammation du gaz à l'extérieur avant que le fil soit complètement brûlé.

Viennent ensuite les appareils destinés à déceler et à doser le grisou mêlé à l'air, indépendamment de la lampe. Ils ne présentent guère, pas plus que les deux précédents, d'intérêt au point de vue pratique; je les passerai cependant rapidement en revue, parce que ce sujet a souvent exercé l'imagination des inventeurs, et qu'il est bon de faire connaître les différents principes préconisés, pour montrer qu'ils ne satisfont pas, en général, aux besoins du service dans la mine. Il y a, toutefois, une exception à faire en faveur de l'indicateur Liveing, qui paraît pouvoir être utilisé, au moins dans certains cas.

Dans une première catégorie d'appareils, le fonctionnement du système est basé sur la combustion lente du grisou au contact d'un fil de platine rougi par un courant électriqne. Tels sont :

Le « méthanomètre automatique » du professeur Monnier, qui, par l'action d'un mouvement d'horlogerie, enregistre d'heure en heure la proportion de grisou contenue dans l'air en un endroit donné de la mine; il ne répond donc nullement au desideratum de permettre au surveillant, dans sa tournée, de vérifier à tout moment l'état de l'atmosphère.

L'indicateur de M. Coquillon et celui de M. Maurice, dont le fonctionnement résulte, comme dans le précédent, de la contraction qui suit la combustion du grisou, contraction représentée par le double du volume de ce gaz qui se trouvait dans l'air analysé. Ces appareils sont portatifs, mais chaque constatation demande au moins 5 ou 10 minutes, de manière qu'ils ne conviennent pas non plus pour l'usage des surveillants de mine; les résultats obtenus sont assez approximatifs, mais souvent en dessous de la réalité, parce qu'il est difficile d'assurer la combustion complète du grisou.

M. J. Aitken a présenté des indicateurs analogues dans lesquels la combustion du gaz est produite, soit par un fil de platine rougi, soit par un enduit de noir de platine; le dosage est fait d'après la diminution de la tension à l'intérieur du récipient après refroidissement. Ces

indicateurs ont les mêmes défauts que les deux précédents, et leur sont inférieurs comme disposition et comme facilité d'opération.

M. Aitken a encore imaginé un autre appareil contenant deux thermomètres dont l'un a sa boule revêtue d'un enduit de plâtre mélangé de noir de platine, ou autre substance catalytique; la combustion partielle du grisou au contact de l'enduit élèverait la température marquée par ce thermomètre; il ne paraît pas que l'on puisse obtenir ainsi des résultats quelque peu certains, du moins dans le grisou, ainsi que l'auteur le reconnaît lui-même.

Le Dr Angus Smith proposait d'employer un briquet pneumatique que l'on remplirait de l'air à essayer; par la compression, il se produirait une inflammation décelée par sa lueur, lorsque l'air contiendrait 5 p. °/₀ de grisou; 2 1/2 p. °/₀ de gaz suffirait même, si le fond du tube était garni d'une petite quantité de noir de platine. Ce procédé serait donc à peine aussi sensible que la lampe Davy, et pourrait être dangereux en présence d'une atmosphère explosive.

Les indicateurs de M. Ansell et de M. Libin sont tous deux fondés sur l'endosmose : un récipient présentant une surface plus ou moins grande, perméable au gaz (caoutchouc, baudruche, porcelaine brute), rempli d'air pur, étant placé dans une atmosphère qui contient une certaine proportion de grisou, il se formera à travers la paroi perméable un mélange des deux atmosphères; mais le grisou pénètrera plus rapidement dans le récipient que l'air n'en sortira, d'où résultera un accroissement momentané de la pression intérieure. Le fait se produit réellement, au moins en présence d'une proportion de gaz assez forte, mais il n'est pas bien certain qu'il en soit de même si la teneur en gaz est très faible. Ce principe présente en outre deux inconvénients qui doivent le faire rejeter :

D'une part, la vapeur d'eau existant dans l'atmosphère agira de la même manière que le grisou; l'acide carbonique agira en sens inverse, et pourra masquer la présence d'une certaine quantité de l'autre gaz.

D'un autre côté, si en cheminant dans la mine on arrive dans une atmosphère contenant 1 p. °/₀ de grisou (étant supposé que l'appareil soit assez sensible pour en donner l'indication); après avoir séjourné un certain temps dans cette atmosphère, il reviendra au zéro, le récipient restant rempli d'air à la teneur de 1 p. °/₀. Si la proportion de grisou augmente de plus en plus, l'appareil donnera de temps en temps une indication, mais renseignera seulement la différence entre la teneur

en grisou de l'air qu'il renferme, et celle de l'atmosphère ambiante; la première ira toujours en augmentant, de sorte qu'il arrivera un moment où l'on se trouvera entouré d'une atmosphère explosive, sans que l'indicateur marque plus qu'il n'a marqué la première fois pour une teneur de 1 p. °/₀.

MM. Henry Reece, George Duggan, Chaloner et Della Bella, ont proposé de constater la diminution de densité de l'atmosphère résultant du mélange du grisou avec l'air, d'après l'augmentation du poids d'un corps flottant ou suspendu. Les deux premiers n'ont présenté que des projets assez vagues; MM. Chaloner et Della Bella ont remis un appareil dont la partie essentielle est un fléau de balance portant à une extrémité une sphère creuse, à l'autre une sphère pleine, qui se font équilibre. Lorsque du grisou vient se mélanger à l'air, l'équilibre est rompu, et l'aiguille attachée au fléau marque sur un secteur gradué la proportion de gaz.

M. Carleton a aussi proposé un appareil, basé sur la même idée, lequel serait placé à poste fixe, et transmettrait électriquement les indications à la surface. Une semblable installation serait beaucoup trop compliquée pour qu'on puisse en attendre un fonctionnement régulier. D'ailleurs, tous les systèmes fondés sur la détermination de la densité de l'air n'ont aucune valeur pratique, parce que cette densité est modifiée, non seulement par le grisou, mais aussi par la vapeur d'eau et l'acide carbonique, ainsi que par les variations de la température et de la pression atmosphérique. C'est ainsi que, en supposant l'appareil réglé dans l'air pur et sec, à la pression de $0^m,780$ de mercure, 1 p. °/₀ de grisou, ou 1.18 p. °/₀ de vapeur d'eau, ou une élévation de température de 1 1/4 degré centigrade, ou encore une chute barométrique de 3 1/2 millimètres, produiraient le même effet sur l'indicateur. Celui-ci étant réglé au pied du puits d'entrée d'air, sous une température de 10 degrés centigrades et une hauteur barométrique de 780 millimètres, si on le transporte au puits de retour, en supposant que la pression y soit de 775 millimètres et la température de 20 degrés centigrades, on obtiendra la même indication qu'aurait donnée une teneur en grisou de 9 p. °/₀. Enfin, une atmosphère contenant une quantité quelconque de grisou et d'acide carbonique dans les proportions respectives de 100 et de 86, par exemple 10 p. °/₀ de grisou et 8.6 p. °/₀ d'acide carbonique, aurait la même densité que l'air pur; l'appareil ne révèlerait par conséquent la présence d'aucun des deux gaz étrangers, ceux-ci se masquant réciproquement.

MM. Forbes et Blaikley ont présenté deux indicateurs acoustiques, dont le fonctionnement est également basé sur la diminution que subit la densité de l'air lorsqu'il s'y mélange une certaine quantité de grisou. La variation de la densité est estimée d'après la résonance donnée par un tube métallique à l'extrémité duquel on fait vibrer, soit un diapason, soit une anche libre. Dans l'un des appareils, on fait varier la longueur du tube, au moyen d'un piston dont le déplacement peut être mesuré avec précision, jusqu'à ce que la colonne d'air soit d'accord avec le diapason. Dans l'autre, on compte les battements résultant de ce que l'anche et la colonne d'air ne sont pas complètement à l'unisson. Ce mode d'évaluation de la densité de l'air est soumis aux mêmes objections que le précédent ; il est vrai qu'il est indépendant des variations de la pression atmosphérique, mais les causes d'erreur résultant de la présence de la vapeur d'eau et de l'acide carbonique et des variations de la température, subsistent.

L'indicateur Liveing a été décrit par MM. Mallard et Le Châtelier dans les *Annales des mines de France ;* je me bornerai à rappeler son principe : dans une boîte étroite, de 20 centimètres de long, sont placées à 10 centimètres d'écartement, leurs axes étant en prolongement l'un de l'autre, deux spirales semblables en fil de platine très fin ; l'une est enfermée dans un étui hermétiquement clos, contenant de l'air pur, l'autre dans un étui en toile métallique permettant le libre accès de l'air ambiant ; chacun de ces petits étuis, à l'extrémité faisant face à l'autre, est pourvu d'un fond en verre. En faisant marcher au moyen d'une manivelle une petite machine magnéto-électrique logée dans le dessous de la boîte, on produit un courant suffisant pour rougir les deux spirales. Pour apprécier l'intensité comparative du rougissement, on fait voyager le long d'une règle graduée, parallèle à l'axe des spirales, un photomètre présentant deux faces inclinées à 45 degrés sur cet axe. L'appareil est préalablement taré dans l'air pur, de telle sorte que, l'écran photométrique étant amené au zéro de l'échelle, ses deux faces soient également éclairées par la lumière des spirales rougies. En présence d'une certaine proportion de grisou, la spirale en contact avec l'air extérieur émet plus de lumière que l'autre, par suite de la combustion partielle du gaz, qui élève sa température ; la distance dont le photomètre doit être déplacé pour obtenir l'éclairage égal de ses deux faces fait connaître la proportion de grisou existant dans l'atmosphère.

D'après les expériences de l'inventeur, les variations du pouvoir

éclairant des spirales en présence de proportions croissantes d'hydrogène protocarboné dans l'air seraient les suivantes :

| Proportion de gaz, p. % d'air. | Rapports des pouvoirs éclairants. |
|---|---|
| 0.00 | 1.00 |
| 0.25 | 1.23 |
| 0.50 | 1.52 |
| 1.00 | 2.24 |
| 1.50 | 3.10 |
| 2.00 | 4.28 |
| 2.50 | 6.00 |
| 3.00 | 8.55 |
| 3.50 | 12.70 |
| 4.00 | 19.30 |
| 4.50 | 31.00 |
| 5.00 | 51.40 |

M. Liveing assure que ces rapports ne sont pas sensiblement altérés par une variation de la vitesse imprimée à la manivelle, pourvu que les écarts de la vitesse soient modérés et que les spirales ne soient pas portées à un rouge trop intense ; de telle sorte que, dans la pratique, il serait facile à tout agent de donner au courant électrique l'intensité convenable.

La Commission a procédé à diverses reprises à l'essai de cet appareil dans des mélanges d'air et d'hydrogène protocarboné préparé au moyen de l'acétate de sodium ; la proportion des divers mélanges, exactement déterminée, s'est élevée jusqu'à 3 p. % ; il a été reconnu que les indications de l'appareil renseignaient la proportion de gaz avec beaucoup d'approximation. Voici les résultats de quelques essais faits par M. Liveing lui-même à l'arsenal de Woolwich ; ces essais avaient pour but de rechercher si le remplacement de l'une des spirales par une spirale de rechange produisait une différence notable dans le résultat, ce qui n'a pas été le cas :

| | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|
| *Proportion de gaz d'éclairage mêlée à l'air.* | | | | | |
| 0 | 0.50 | 1.00 | 2.00 | 3.00 | 4.00 p. %. |
| *Quantité dont il a fallu déplacer le photomètre.* | | | | | |
| 0 | 6 | 10 1/3 | 18 1/2 | 26 | 32 millimètres. |

La distance entre les deux spirales étant de $0^m,10$, les rapports entre leurs distances à l'arête de l'écran, après ces déplacements, deviennent successivement 1.27, 1.51, 2.17, 3.17, 4.55 ; les rapports des pouvoirs éclairants étaient donc 1.61, 2.27, 4.41, 10.05, 20.70, chiffres qui s'accordent suffisamment avec les données citées tantôt, à l'exception de celui qui correspond à la teneur en gaz de 3 p. °/o. Cette divergence, qui ressort de quatre observations bien concordantes entre elles, me paraît indiquer que l'on ne peut toujours attacher une confiance absolue aux indications de cet appareil, bien qu'elles soient habituellement précises. S'il était appliqué à des recherches expérimentales, comme celles dont je vais parler, il conviendrait d'en vérifier les résultats à diverses reprises; ou mieux, peut-être, d'employer simultanément deux appareils différents qui se contrôleraient l'un l'autre.

A la demande de la Commission, M. Liveing a appliqué son appareil à une série d'observations consistant à déterminer la quantité de grisou produite par un quartier de la mine de Boldon (Durham). Ce quartier est isolé par une faille, que traverse une voie de retour d'air unique, dans laquelle on mesurait le volume d'air en même temps qu'on déterminait la teneur en grisou de celui-ci. Les observations ont duré cinq jours consécutifs (14-18 mai 1884), commençant le mercredi après-midi pour finir le dimanche soir. Le volume d'air a varié de 3 3/4 à 5 mètres cubes par seconde ($4^{m3},300$ en moyenne sur trente expériences); la proportion de grisou, de 0.9 à 0.7 p. °/o. Le volume absolu de grisou a été : le mercredi, de 2,000 à 2,120 litres par minute; le jeudi, de 2,050 à près de 2,300 litres; une observation faite le vendredi à sept heures du soir a renseigné 2,470 litres, mais ce chiffre est suspect parce qu'il provient d'un jaugeage anémométrique qui a donné le volume inusité de $5^{m3},150$ par seconde, tandis que la teneur en grisou, dénotée par l'indicateur, était de 0.8 p. °/o contre 0.8 à 0.9 p. °/o la veille.

Tout travail de déhouillement avait cessé à partir du vendredi à 8 heures du soir jusqu'au lundi. La quantité de gaz a décru graduellement, quoique non d'une manière tout à fait régulière, de 2,050 litres par minute dans la soirée du vendredi à 1,870 litres le dimanche soir; elle n'a donc varié que dans une assez faible mesure avec la marche du travail dans la mine.

## CONCLUSIONS.

La Commission résume en quelques pages les plus importantes des considérations exposées dans son volumineux rapport, relativement aux moyens de prévenir les accidents de diverses natures. Je n'entrerai pas dans un examen étendu de ces différentes recommandations, d'ailleurs fort judicieuses et fort modérées, parce que la plupart n'ont d'intérêt que par rapport aux conditions d'exploitation des mines anglaises, conditions qui se présentent rarement dans notre pays. Je reproduirai seulement quelques observations d'un intérêt général.

La Commission admet que les variations de la pression atmosphérique exercent une influence sur l'échappement des gaz accumulés dans les vides, et peut-être aussi, mais seulement dans une très faible mesure, sur le dégagement du gaz du charbon. Cependant, elle doute fort qu'il soit prudent de se guider d'après les pronostics météorologiques : « Le mieux qu'on en puisse attendre ne consistera jamais qu'en « des avertissements très incomplets; par contre, ils peuvent être quel- « quefois décevants, et par là dangereux. On doit faire dépendre la « sécurité de la mine, beaucoup plus d'une vigilance incessante de la « part des surveillants et des ouvriers, que de mesures de précaution « basées sur ces pronostics. »

Les études et les expériences nombreuses faites depuis quarante ans sur le rôle des poussières de charbon dans les coups de feu, permettent d'affirmer les faits suivants :

Les résultats désastreux d'une explosion de grisou sont presque toujours étendus et aggravés par la présence de la poussière dans les mines sèches; une explosion de grisou, qui aurait été relativement insignifiante par elle-même, peut donner lieu à une catastrophe si la poussière transmet l'inflammation à des amas de gaz éloignés plus ou moins considérables.

Un coup de mine débourrant, et même un coup de mine opérant, s'il était surchargé, peuvent enflammer la poussière, fût-ce en l'absence absolue du grisou. L'inflammation ne se propagera généralement que jusqu'à peu de distance; cependant, avec certaines qualités de poussière, particulièrement inflammables, elle pourra s'étendre fort loin et avoir des effets similaires à ceux d'une explosion de grisou.

Le même résultat, ou au moins la communication de la flamme à de

grandes distances, pourra se produire avec une poussière comparativement peu inflammable si l'atmosphère contient un peu de grisou, la proportion de ce gaz ne fût-elle que de 2 p. °/o. Une telle proportion existe, tout au moins à certains moments, on pourrait presque dire généralement, au voisinage des chantiers, dans toute mine assez fortement grisouteuse, quelque bien qu'elle soit ventilée.

Les moyens proposés pour rendre la poussière inoffensive par le balayage ou par l'arrosage, peuvent difficilement être appliqués d'une manière assez complète pour faire disparaître tout danger. Là donc où se réunissent les deux conditions indiquées, de l'existence d'une poussière fine et légère et de la présence possible du grisou, on devrait renoncer à faire usage de la *poudre ordinaire*. L'emploi de cet explosif devrait être interdit dans les cas de cette nature, à moins que des mesures bien efficaces soient prises pour faire disparaître le plus possible la poussière, et en rendre le restant inoffensif par un arrosage copieux.

Si ces mesures ne sont pas réalisables, on peut, en toute sûreté, recourir à la dynamite ou autre explosif brisant, avec bourrage à l'eau.

La Commission estime que, dans toute mine réellement grisouteuse, on ne peut éviter les explosions que par l'emploi exclusif et permanent de la lampe de sûreté. (Il ne s'agit ici que des travaux d'exploitation proprement dits, et non des abords des puits, et des galeries d'entrée d'air dans un rayon plus ou moins grand). Elle n'a pas cru cependant devoir proposer une mesure d'interdiction des lampes découvertes, parce que celles-ci, éclairant beaucoup mieux, permettent à l'ouvrier de se garantir plus facilement contre les éboulements, cause d'accident plus importante et faisant de plus nombreuses victimes que les explosions elles-mêmes. Mais l'éclairage mixte, dans les chantiers ou près des chantiers, ne se justifie nullement et devrait être sévèrement interdit.

Il ne serait pas judicieux de rendre obligatoire l'emploi exclusif d'une certaine lampe déterminée; ce serait mettre obstacle au progrès. Mais il ne devrait être admis dans les mines qu'un certain nombre de types de lampes de sûreté, autorisées par le Ministre; tout nouveau type de lampe, venant à se produire, serait soumis à cette autorisation avant qu'on pût en faire usage dans les mines.

La Commission termine en disant que l'on doit s'attendre à des perfectionnements ultérieurs dans le système des lampes et à de nouveaux progrès dans l'étude des moyens propres à prévenir les explosions.

C'est pourquoi elle émet l'avis que le gouvernement devrait créer, à titre permanent, une institution officielle chargée de vaquer à cette étude et d'examiner les propositions et inventions nouvelles qui se produiraient.

---

# APPENDICE

---

## Étude sur les explosions de mines, par MM. Atkinson.

J'ajoute à ce qui précède l'analyse d'un ouvrage anglais qui a paru il y a quelques mois : *Explosions in Coal mines*, par MM. W.-N. et J.-B. Atkinson, le sujet en étant le même que celui d'une grande partie du rapport de la Commission royale. Les auteurs, en leur qualité de membres du Corps des inspecteurs des mines, l'un pour le district de Newcastle, l'autre pour celui de Durham, ont eu à s'occuper des travaux de sauvetage et autres opérations analogues à la suite d'un assez grand nombre d'explosions qui se sont produites dans l'un ou l'autre de ces districts. Ils ont été ainsi à même d'observer de près les circonstances qui accompagnent les accidents de cette nature ; leur ouvrage est le fruit de ces observations ; il traite spécialement des six derniers coups de feu graves qui ont eu lieu. En voici la liste, avec quelques indications sur leurs conséquences :

1° *Le* 8 *septembre* 1880. — Mine de Seaham (comté et district de Durham) : 164 victimes ; 181 chevaux tués.

2° *Le* 16 *février* 1882. — Mine de Trimdon Grange (Durham) : 74 victimes, dont deux, le directeur et un maître ouvrier, asphyxiés en voulant porter secours aux ouvriers après l'explosion ; 11 chevaux tués.

3° *Le* 18 *avril* 1882. — Mine de Tudhoe (Durham) : 38 victimes, dont un sauveteur asphyxié ; 70 chevaux tués.

4° *Le* 19 *avril* 1882. — Mine de West Stanley (Durham) : 13 victimes ; 18 chevaux tués.

5° *Le* 25 *avril* 1882. — Mine de Whitehaven (Cumberland, district de Newcastle) : 4 victimes (explosion localisée).

6° *Le* 20 *mars* 1885. — Mine d'Usworth (comté de Durham, district de Newcastle) : 42 victimes, dont 2 sauveteurs ; 62 chevaux tués.

Je mentionne le nombre de chevaux perdus dans ces accidents, parce qu'il est mieux de nature, dans certains cas, que le nombre même des victimes humaines, à donner une idée de l'importance et de l'activité de l'exploitation ; plusieurs de ces accidents ont eu lieu pendant le poste de nuit, alors que, heureusement, le nombre des ouvriers était relativement faible, comparativement à ceux qui se trouvent présents dans la mine pendant les postes d'abatage.

Avant d'entrer dans l'exposé détaillé des circonstances relevées dans chacune des mines à la suite de l'explosion, les auteurs présentent un ensemble de notions résumées sur le mode d'exploitation et sur la situation des mines au point de vue de la ventilation, du grisou et de la poussière de charbon.

### EXPLOITATION ET VENTILATION.

Le système d'exploitation exclusivement adopté, à part quelques exceptions insignifiantes, dans les mines dont il s'agit, et d'ailleurs universellement suivi dans le nord de l'Angleterre, consiste à former, dans divers champs d'exploitation, par un traçage préparatoire, une série de piliers de 30 à 35 mètres de côté, découpés en échiquier par des galeries de 2m,50 à 4m,50 de large, se recoupant à angle droit. Ces galeries préparatoires, une fois creusées, sont abandonnées à elles-mêmes ; on entretient seulement avec soin une partie d'entre elles, de manière à former, pour chaque quartier, une ou plusieurs voies d'entrée, ainsi que de retour d'air ; au moment déterminé par les convenances de l'exploitation, on procède de proche en proche au dépilage en retour, qui se poursuit en général plus ou moins parallèlement avec la continuation du traçage.

Chaque mine possède au moins un puits d'entrée d'air et un puits d'appel, peu distants l'un de l'autre. A partir de ces puits, on pousse, suivant l'importance de la production, deux ou plusieurs voies d'allongement dans diverses directions ; chaque avancement comprend au moins une voie d'entrée et une voie de retour d'air ; chacune de ces artères principales se subdivise à son tour en un nombre plus ou moins grand d'embranchements, autant dans le but d'augmenter, par la division, la puissance de la ventilation, que d'obtenir un nombre suffisant

de chantiers d'abatage, tout en évitant une concentration excessive de ceux-ci.

Les nombreuses voies transversales partant des deux côtés des voies d'entrée d'air sont fermées par des bouchures; de distance en distance, on ménage des portes pour donner accès au retour d'air. Les voies d'entrée d'air sont donc strictement isolées de toute source présumable de grisou; au contraire, les voies de retour communiquent librement avec les voies de traçage partiellement éboulées, ainsi qu'avec les vides qui peuvent rester dans les parties déhouillées.

### Dégagement du grisou.

Le grisou se dégage, soit de soufflards plus ou moins intenses, ce qui ne se voit guère que dans le travail de préparation ou de traçage, soit d'une manière continue par l'abatage du charbon, soit encore parce qu'une dépression atmosphérique survenant, ou un éboulement considérable se produisant dans les vides, en chasse une partie du gaz qui y est accumulé. Au point de vue de cette dernière source de grisou, les auteurs font remarquer que l'on surévalue souvent la quantité de gaz qui peut s'emmagasiner dans les vides déhouillés. Ces vides ne restent ouverts que jusqu'à peu de distance des fronts des tailles, l'éboulement du toit suivant immédiatement le dépilage; si l'on s'avançait à quelque distance dans ces vides, on ne tarderait pas à les trouver à peu près complètement fermés, comme on le constate dans les cas où l'on pratique l'exploitation en une fois, dite *long wall;* de plus, dans les vides, les surfaces de roche découvertes ont perdu à peu près tout leur gaz.

En aucun cas, le gaz ne refluera à une distance notable contre le courant d'air puissant qui balaie les voies d'entrée, et l'on ne peut s'attendre à trouver du grisou dans celles-ci, si ce n'est, tout au plus, à l'état de traces imperceptibles à la lampe. Dans le travail du traçage, il arrive quelquefois que des soufflards donnent du grisou en quantité suffisante pour marquer sur la lampe dans une étendue plus ou moins considérable de galeries, auquel cas on suspend le travail. Tout le grisou dégagé d'une source quelconque s'évacue nécessairement par les voies de retour d'air; mais ce n'est que tout à fait exceptionnellement que, dans les mines ici considérées, le courant de retour, au pied du puits d'appel, contenait une proportion de gaz suffisante pour être décelée par la flamme de la lampe, c'est-à-dire qu'en temps ordinaire

cette proportion est inférieure à 2 p. %, quantité la plus faible, d'après les expériences de M. Galloway, que l'on puisse reconnaître par l'inspection de cette flamme.

D'après leur expérience des mines de houille de leur pays, les auteurs estiment à la moitié de la quantité totale sortant de la mine, le grisou fourni par les surfaces fraîchement mises à découvert aux chantiers d'abatage ; de l'autre moitié, les 4/5 seraient déversés dans les voies de retour d'air par les vides déhouillés et les voies à demi éboulées des piliers préparés. On ne trouverait donc au plus dans la voie d'entrée d'air que le dixième de la quantité totale de gaz, soit une proportion de 1/5 p. % du volume d'air, si on admet que cette proportion soit de 2 p. % au pied du puits d'appel. Comme le dégagement de gaz dans une voie en veine va en diminuant avec son âge, les auteurs admettent encore que, du grisou fourni par une galerie d'entrée d'air de 2 kilomètres de longueur, par exemple, les 2/3 proviennent de la moitié la plus rapprochée des chantiers, de sorte que l'air, sur la longueur d'un kilomètre à partir du puits, ne pourrait contenir au plus que 1/1500 de son volume de grisou. Il va sans dire que ce calcul ne doit pas être envisagé comme étant même approximativement exact, mais seulement comme posant des chiffres généraux pour montrer à quel point la présence d'une quantité appréciable de grisou dans le courant d'entrée d'air est invraisemblable.

L'appel de l'air est généralement produit par un vaste foyer installé au pied du puits d'aérage, aidé dans son action par les gaz chauds des foyers des chaudières souterraines, dont l'usage est très répandu. Ces divers foyers sont habituellement alimentés, au moins en majeure partie, par l'air de retour de la mine ; cette pratique, quelque dangereuse qu'elle puisse paraître, n'a jamais donné lieu à aucun accident grave, immunité que l'on peut attribuer sans doute à l'énorme circulation d'air provoquée par ce mode de ventilation ; mais aussi, je suppose, à ce que les mines du nord de l'Angleterre ne sont pas sujettes à des irruptions subites de grisou d'une grande importance. Certes, on ne pourrait songer à recourir à un semblable moyen d'aérage dans nos mines grisouteuses, les foyers fussent-ils exclusivement alimentés d'air pur.

Les auteurs, entre autres renseignements placés à la fin de leur mémoire, citent trois cas, les seuls à leur connaissance, disent-ils, où le grisou du retour d'air est venu s'enflammer au foyer : en 1785, à la

mine de Wallsend, en 1835, à la mine de Jarrow, en 1876, à celle de Seghill. Lors de cette dernière seulement, le tiseur au foyer d'aérage a reçu des brûlures auxquelles il a succombé après quelques jours; les autres ouvriers, de même que pour les deux premières inflammations, ont ressenti une commotion plus ou moins forte, mais aucun n'a été sérieusement blessé. Il semblerait que la bouffée de grisou qui a donné lieu à ces inflammations n'était dans aucun cas assez considérable pour former un mélange explosif, mais seulement un mélange à peine inflammable, ou au moins que la quantité de mélange ainsi formée n'était pas assez grande pour déterminer une explosion se propageant au loin.

## Poussière de charbon.

La poussière de charbon est abondante dans les mines qui ne sont pas sujettes à des venues d'eau un peu importantes; elle provient de l'abatage ou du transport. Aux tailles, à moins que le charbon ne soit humide, il y a souvent une épaisse couche de poussière sur le sol; de plus, un nuage de poussière flotte presque toujours dans l'air pendant l'abatage; mais le courant d'air ne la transporte pas bien loin; elle ne tarde pas à se déposer sur le sol; on aurait tort de considérer la poussière en suspension dans l'atmosphère des mines de houille comme un fait normal; il n'est que local et passager. Il résulte de là que les voies de retour d'air sont à peu près exemptes de poussière.

Le transport du charbon donne lieu aussi à la production de poussière; les cahots que subissent les wagonnets en font échapper la poussière contenue dans la houille; il y a souvent aussi des wagonnets plus ou moins détériorés ou troués, qui laissent tamiser le menu charbon. La formation de dépôts importants de poussière trouve les circonstances les plus favorables dans les galeries affectées au traînage mécanique, extrêmement développé dans toutes les mines importantes du nord de l'Angleterre. Le traînage par *corde-queue* (*main and tail rope*), généralement adopté, comporte des vitesses des trains de 10 à 15, et même jusqu'à 25 kilomètres à l'heure; ce sont ordinairement les voies d'entrée d'air qui servent au traînage mécanique; la traction des wagons pleins se faisant en sens inverse du courant d'air, la vitesse de celui-ci, qui peut atteindre et même quelquefois dépasser 2 mètres par seconde, s'ajoute à leur vitesse propre. Les trains chargés en marche sont donc balayés par un vent très fort, qui en emporte une grande quantité de

poussière; la plus grossière tombe sur le sol, la plus fine se dépose sur les boisages et les parois.

Pour peu qu'une galerie de traînage mécanique soit exempte d'humidité, et que le charbon lui-même soit de nature sèche et poussiéreuse, l s'y accumulera des dépôts considérables de poussière, que souvent on est obligé d'enlever à intervalles rapprochés, pour ne pas laisser encombrer la voie. Mais ce traitement ne s'applique qu'à la poussière étalée sur le sol et non à la poussière tapissant les parois et les boisages, que les auteurs appellent *upper dust*, ou poussière du haut, par opposition avec la poussière du sol (*bottom dust*). Cette distinction a son importance au point de vue de la théorie que MM. Atkinson développent sur le rôle de la poussière dans les explosions.

La poussière du haut est, naturellement, beaucoup plus ténue et plus légère que celle du sol; non seulement elle se dépose sur la face supérieure des chapeaux des cadres de boisage, mais forme aussi des enduits assez épais sur leurs faces latérales et inférieures; elle adhère également aux montants des cadres et aux parois de la galerie, et l'épaisseur de cet enduit atteint quelquefois jusqu'à 5 centimètres. C'est surtout sur une hauteur d'environ un mètre au dessus du bord supérieur des wagonnets que l'on observe cet enduit; dans une voie de grande hauteur, 3 mètres par exemple, la partie supérieure, de même que le bas, correspondant à la hauteur des wagonnets, seront comparativement exempts de dépôts poussiéreux. La poussière du haut paraît avoir subi une certaine altération de sa composition chimique; soumise à la chaleur, elle ne donne qu'un coke sans cohésion, ce qui pourrait expliquer l'absence de croûtes de coke dans certaines galeries parcourues par une explosion attribuée à la poussière. En même temps, cette poussière prend très facilement feu, et brûle à peu près à la manière de l'amadou.

Entre les tailles et les stations terminales de la traction mécanique, les wagonnets sont traînés par des chevaux; dans les voies affectées à ce transport, il y a habituellement beaucoup moins de poussière du haut, la vitesse des trains, aussi bien que celle du courant d'air, étant trop modérées pour favoriser la formation de ce genre de dépôts. Par contre, il s'y trouve souvent autant ou même plus de poussière au sol que dans les voies de traînage mécanique, mais le piétinement des chevaux fait qu'elle est fortement mélangée de matières terreuses, en même temps que des excréments de ces animaux.

En parlant des dépôts de poussière dans les mines, MM. Atkinson examinent encore les conditions qui peuvent favoriser ou contrarier la formation de ces dépôts, notamment la présence dans l'air d'une proportion plus ou moins forte d'humidité, et les modifications que le passage de l'air dans la mine peut apporter à son état hygrométrique ; ils attribuent aux courants d'air une action desséchante considérable, surtout en hiver, à cause de la grande différence entre la température de la mine et celle de l'air extérieur. Ils rapportent en détail les résultats d'une série d'observations faites au moyen du psychromètre par M. Lindsay Wood (1) pendant l'hiver de 1869-1870, et d'observations semblables auxquelles ils ont procédé eux-mêmes dans l'hiver 1885-1886.

En traduisant en humidité (2), exprimée en centièmes de la quantité de vapeur d'eau qui correspond à la saturation, les chiffres de température fournis par le psychromètre, on trouve qu'ordinairement l'air au pied du puits d'entrée est saturé, ou peu s'en faut, et que plus loin il a, en effet, un degré d'humidité moindre ; souvent, en arrivant à la taille, il est de nouveau fort rapproché du point de saturation. Le dessèchement n'est, d'ailleurs, en général pas très grand ; sur un nombre total de vingt-six séries d'expériences, il n'y en a que sept où l'on ait constaté en un certain point un degré d'humidité inférieur à 75 p. °/₀ ; dans cinq de ces cas, il était encore d'au moins 60 p. °/₀, dans deux seulement, il était descendu vers 40 p. °/₀.

### INDICATIONS A RELEVER A LA SUITE D'UNE EXPLOSION.

MM. Atkinson terminent ces considérations générales par un exposé méthodique des observations auxquelles il est nécessaire de procéder en visitant les galeries d'une mine où une explosion vient d'avoir lieu. Les indices à relever peuvent être classés en trois catégories :

1° En ce qui concerne la force explosive : les portes et bouchures, si nombreuses le long des voies d'entrée d'air, dans le système d'exploitation mentionné plus haut, ainsi que les bouchures spéciales dites *crossings*, qui séparent la galerie d'entrée de la galerie de retour d'air aux points où elles se traversent, donnent des indications assez com-

(1) *Report of the Commissioners on Coal*, 1871.
(2) Je me suis servi à cet effet de la table de réduction qui termine le traité de Météorologie élémentaire de MM. Houzeau et Lancaster.

plètes sur le sens suivant lequel le choc était dirigé dans les différentes parties du parcours. Les renseignements qu'elles fournissent sur l'intensité de la force explosive ne sont pas aussi concluants ; une porte ou une bouchure sera enfoncée et projetée par un choc qui ne suffirait pas pour abattre un cadre de boisage ou pour blesser sérieusement un homme. (On a vu, disent les auteurs, des bouchures en briques de $0^m,23$ d'épaisseur emportées par le coup de vent d'un éboulement considérable).

Les pièces de boisage, lorsqu'elles sont déplacées, mais non complètement renversées, indiquent aussi la direction suivie par l'explosion ; le déplacement ou l'enlèvement du boisage sur une longueur assez grande déterminent souvent des éboulements importants qui recouvrent les pièces de boisage et empêchent toute observation de ce genre.

L'examen des pierres qui sont tombées et des faces de roche d'où elles se sont détachées permet d'apprécier l'époque relative de la chute. Les faces de roche mises à nu avant l'explosion restent ordinairement noircies par un peu de l'enduit de poussière ancienne qui les recouvrait. Les pierres abattues par l'explosion ou tombées peu après, de même que l'alvéole qu'elles ont laissée, portent une mince couche de poussière fraîche. Si la chute a eu lieu un certain temps après l'explosion, les faces seront exemptes de tout enduit de poussière.

Les avaries subies par les wagonnets donnent des indications très nettes, à la fois sur la direction et sur le degré de violence de l'explosion. Le bris de pièces de machines, l'arrachement d'organes accessoires de l'installation du traînage mécanique, permettent d'apprécier l'intensité de la force explosive ; mais souvent les pièces restent à peu près sur place et ne fournissent pas d'indications sur la direction du choc; et il faut faire attention de plus que des poulies de support du câble de traction peuvent être transportées en sens inverse de l'explosion par une force exercée à distance sur le câble lui-même, par exemple par un éboulement ; il en est de même pour les petits câbles servant à transmettre les signaux.

Les auteurs pensent que l'on interprète souvent à rebours les indications déduites du sens dans lequel les dépôts de poussière ou de suie sont appliqués sur les boisages et ailleurs ; ils croient que ce sens, de même que pour les croûtes de coke, est généralement inverse de celui de l'explosion directe, ces dépôts se formant sans doute pendant la durée d'un courant contraire qui suit immédiatement l'explosion.

2° Le passage de la flamme est dénoté :

Par les brûlures que portent les cadavres des victimes; pour apprécier la nature et la gravité de ces brûlures, on ne doit se fier qu'à l'examen médical.

Par la carbonisation de la poussière; mais les croûtes de coke sont souvent absentes sur de grandes longueurs de galeries qui ont été évidemment parcourues par la flamme. L'analyse chimique et l'examen au microscope de la poussière peuvent, en l'absence de traces de coke, donner la preuve du passage de la flamme.

Par les incendies qui ont été allumés, ou par les traces de feu que l'on observe sur les bois, la toile, le foin, etc.; on trouve quelquefois des objets brûlant encore, mais ce n'est ordinairement que près du point limite de l'explosion; dans le champ même de celle-ci, l'atmosphère n'a plus assez d'oxygène pour entretenir la combustion.

3° Il est important de connaître la cause qui a déterminé la mort des victimes. Sous ce rapport, les renseignements fournis par les médecins sont quelquefois incomplets, parce qu'ils ne sont pas eux-mêmes suffisamment renseignés sur les circonstances dans lesquelles les cadavres des victimes ont été retrouvés, ni sur celles qui peuvent avoir précédé ou accompagné l'accident.

Les causes de la mort sont : les brûlures ou les blessures reçues par le choc direct de l'explosion; les chutes de pierres déterminées par celle-ci; l'asphyxie, soit par le mauvais air, soit par la poussière soulevée par l'explosion.

Ni les brûlures, ni les blessures causées par le choc ne sont nécessairement par elles-mêmes une cause de mort immédiate; on peut admettre que, dans la grande généralité des cas, l'asphyxie est la cause déterminante.

La connaissance exacte de la nature des lésions et des brûlures reçues par les victimes peut conduire à la saine appréciation de la cause de l'accident. Il en est de même de la position où l'on retrouve les corps des ouvriers, par rapport à la lampe dont ils étaient munis; dans les conditions ordinaires du travail, la lampe n'est jamais loin de son propriétaire. Une explosion survenant, on peut observer les trois cas suivants :

Si l'ouvrier a été atteint par la flamme et par la violence de l'explosion, sa lampe, abattue et plus ou moins endommagée, se trouvera près du cadavre;

Si l'ouvrier a été atteint par la flamme seulement, il aura laissé sa lampe où elle était, et se sera enfui, mais à peu de distance;

Les ouvriers qui ne sont pas directement atteints par l'explosion s'enfuient, porteurs de leur lampe, si elle n'a pas été éteinte par le coup de vent; en l'abandonnant sur place, dans le cas contraire.

Les vêtements dont les ouvriers se débarrassent pour travailler peuvent donner lieu à des observations analogues.

## DESCRIPTION ET ÉTUDE SPÉCIALE DES EXPLOSIONS.

Une grande partie de l'ouvrage de MM. Atkinson est consacrée à l'examen détaillé, avec plans à l'appui, des six explosions dont j'ai donné la liste. Je ne reproduirai pas, même en abrégé, l'ensemble de cette étude; les détails nécessaires pour rendre compte des faits m'entraîneraient trop loin. Beaucoup de choses, dans cette description, ont un intérêt plutôt local que général; et, parmi les circonstances les plus marquantes, il en est qui se reproduisent dans plusieurs des accidents. J'entrerai seulement dans quelques explications sur le coup de feu de Seaham; c'est dans la discussion qu'ils font de cet accident que je trouve aux déductions présentées par les auteurs le caractère le plus probant. Pour les autres, je me bornerai à relever quelques faits particuliers; je donnerai aussi des renseignements sur l'explosion de Whitehaven, causée exclusivement par le grisou, tandis que les cinq autres sont attribuées à l'action prédominante de la poussière de charbon; cette explosion a ainsi, comme point de comparaison, un intérêt spécial.

### EXPLOSION DE SEAHAM.

On sait que cette catastrophe a été le point de départ des recherches bien connues de sir Fred. Abel sur l'inflammabilité des poussières; elle s'est produite le 8 septembre 1880, pendant le poste de nuit, consacré spécialement aux réparations, travaux à la pierre, etc.

L'explosion a frappé l'étage de 466 mètres, le plus important, sa production journalière étant de 1,500 tonnes sur un total de 2,000; les travaux des étages de 516 mètres et de 400 mètres, sont restés absolument indemnes, bien que reliés à ceux de 466 mètres par plusieurs puits intérieurs, soit pour l'aérage, soit pour la descente du charbon au moyen d'une balance automotrice.

La planche VIII donne un aperçu de la distribution des travaux de

l'étage de 466 mètres, développés dans les couches Hutton et Maudlin, qu'une faille ramène à peu près au même niveau; elles sont coupées en outre par plusieurs rejets moins importants, dont je crois inutile de reproduire l'indication; la pente générale est d'environ 40 millimètres par mètre, pied Est. Le plan n'ayant pour but que de donner une idée sommaire du groupement de l'exploitation, j'y figure seulement les voies d'entrée d'air, à l'exclusion de celles affectées au retour. Les parties de couche préparées pour le dépilage sont indiquées par un quadrillage qui n'est pas en rapport avec les dimensions réelles des piliers; les vides déhouillés, par des hachures. Les voies de traction mécanique sont figurées par un simple trait fort; les voies où le traînage se faisait par chevaux, par un double trait fin, de même que certaines galeries où il ne s'opérait aucun transport, et qui servaient seulement de voies de circulation et d'entrée d'air.

Voici quelques indications sur la situation des travaux :

Les chantiers d'abatage les plus proches étaient à 1,000 mètres, les plus éloignés à 3,400 mètres du puits. Les diverses branches du courant d'air, du pied du puits d'entrée au pied du puits d'appel, avaient des parcours respectifs de 2,500 mètres pour la plus courte et de 7,500 mètres pour la plus longue. La section des galeries servant au passage de l'air était en général de 4 à 5 mètres carrés, avec une moyenne minimum de $3^{m2},20$ pour l'une des voies de retour et un maximum de $6^{m2},35$ pour la voie d'entrée correspondante.

Le volume d'air total aspiré du niveau de 466 mètres était de 87 mètres cubes par seconde, sous une dépression de 53 millimètres d'eau, déterminée par divers foyers souterrains. De cette quantité, 51 mètres cubes étaient dirigés vers les fronts de travail; le restant était absorbé par la ventilation des chambres de machines, des écuries, etc., et par l'alimentation des foyers, dont la plupart recevaient en outre l'air de retour des tailles.

La situation atmosphérique pendant la nuit de l'accident n'avait rien d'anormal; le baromètre marquait 763 millimètres à neuf heures du soir, 764 millimètres le lendemain matin à neuf heures.

L'explosion a parcouru, sur un développement total de 7,000 mètres, les voies de traction mécanique des trois quartiers Hutton n° 1, Hutton n° 3 et Maudlin; la plus grande distance entre les points extrêmes atteints était de 3,500 mètres. Les parties de galeries bordées de hachures droites sont celles qui ont subi à la fois le passage de la

flamme et d'une grande force explosive; l'une comme l'autre se sont éteintes à quelque distance avant d'arriver aux chantiers. Les voies de retour d'air ont été complètement épargnées; il en a été de même des deux voies réservées à la circulation, l'une dans Hutton n° 1, l'autre dans Maudlin, voies librement parcourues par le courant d'air, qui se partageait à peu près également entre chacune d'elles et la voie de traction correspondante: elles n'ont souffert aucun dégât, si ce n'est près des points de bifurcation ou de réunion, et seulement sur une faible distance. Dans la voie de circulation de Hutton, il y avait vers le milieu de la longueur une porte conduisant à la galerie de retour d'air; cette porte n'a pas été dérangée. L'explosion n'a pas pénétré dans les travaux en préparation au Nord de la faille dans la couche Main coal; ces travaux étaient humides.

Les constatations relatives à la force de l'explosion et au sens dans lequel elle s'est exercée se résument comme suit :

Toutes les bouchures ou portes qui ont été projetées ou déplacées l'ont été, sans exception aucune, de la galerie d'*entrée* vers la galerie de *retour* d'air. Si l'on envisage la manière dont l'explosion s'est propagée dans les diverses parties des travaux, on trouve qu'en général le choc était dirigé du puits vers les chantiers; des indices de force inverse ont aussi été relevés, mais en petit nombre, et moins marqués; on peut supposer qu'ils sont le résultat du choc en retour, et les premiers, de l'explosion directe.

D'après les dégâts observés aux abords du puits d'entrée d'air, il semble qu'une explosion venant du nord a traversé ce puits; cependant, les barrières en fer qui le fermaient ont été, d'un côté aussi bien que de l'autre, ployées vers l'intérieur du puits. Les charpentes du guidonnage, dans celui-ci, ont été fort détériorées par l'explosion jusqu'à plus de 70 mètres au dessus du niveau de 466 mètres; il a fallu neuf jours pour remettre le puits en état de service.

Dans le quartier Sud (Hutton n° 1), on a trouvé des marques assez nombreuses d'explosion dirigée du puits vers les chantiers; le seul indice d'un choc en sens contraire se voyait au point *a* (pl. VIII), où les briques de la voûte formant un *crossing*, avaient été en majeure partie projetées vers le Nord; il y avait aussi aux environs du même point une traînée de foin, non brûlé, qui avait évidemment été aspiré hors des écuries établies à une centaine de mètres plus au sud.

En entrant dans le quartier Ouest (Hutton n° 3), on trouvait d'abord,

à partir du point où la voie de traction se sépare des voies du sud et de l'est, une partie *b c* d'une longueur d'environ 90 mètres complètement exempte de dégâts, bien que les boisages y fussent très nombreux, offrant une prise facile à l'explosion. Un coup de mine avait été tiré à peu près au milieu de cette longueur; les fers de mine et accessoires, placés debout contre la paroi, n'avaient pas même été renversés. Un peu au delà, dans les communications aboutissant au puits d'appel, la force explosive était dirigée vers ce puits; dans le restant, des indices en grand nombre montraient un choc dirigé vers les fronts; au point *g*, une poulie de plan incliné, de 2 mètres de diamètre, qui devait peser environ 500 kilogrammes, arrachée de son châssis, et lancée à 25 mètres vers l'Ouest, attestait la force de l'explosion. On n'a observé que peu d'indications de force inverse : au point *d*, la garde en tôle d'une poulie était pliée vers l'Est; un paquet de fil de fer à signaux, au point *e*; un peu plus loin, en *f*, quelques briques, avaient été projetés dans la même direction.

Dans le quartier Est (Maudlin), les éboulements, nombreux et importants, n'ont permis que peu de constatations; plusieurs marquaient un choc du puits vers le front; au point *k*, cependant, un gros chapeau de boisage, dont un des montants avait été abattu, avait pivoté sur l'autre dans la direction du puits; au point *i*, des briques avaient été projetées vers le puits; ce dernier fait pourrait être attribué à ce que l'explosion directe, venant du quartier Ouest, aurait reflué par cette branche de galerie vers le quartier Sud; il peut aussi, de même que le précédent, être le résultat du choc en retour.

Les renseignements que l'on a pu recueillir sur les traces du passage de la flamme n'étaient pas très complets; ils ne consistaient guère que dans les brûlures reçues par les victimes, dont il n'a pas été tenu note bien exactement, et dans les incendies ou commencements d'incendie que l'on a eu à éteindre en divers endroits. Un fait remarquable, c'est l'absence complète de poussière de charbon visiblement carbonisée; toutefois, certains des échantillons de poussière recueillis en des points où l'explosion avait passé, soumis par M. Abel à l'examen microscopique et à l'analyse chimique, montraient qu'ils avaient subi l'action de la chaleur.

Malgré l'insuffisance des indices de cette nature, comme on a la preuve positive du passage de la flamme aux abords du puits, ainsi qu'à la limite ou à peu près à la limite renseignée par le plan comme étant

celle atteinte par l'explosion, on est en droit de considérer comme établi que tout ce réseau de galeries, ou peu s'en faut, a été parcouru par l'inflammation. L'examen attentif des voies de retour d'air a prouvé qu'elles n'ont pas été atteintes par la flamme, pas plus que par l'explosion, comme je l'ai déjà dit.

L'emplacement et la position dans lesquels on a trouvé les cadavres des victimes montrent : que ceux qui se trouvaient dans le champ même de l'explosion sont tombés à leur poste de travail et n'avaient pas pris l'alarme avant l'accident ; que les autres, en dehors du champ de l'explosion, ont quitté leur poste après celle-ci, la plupart emportant leur lampe, et ont succombé à l'asphyxie après avoir effectué un parcours plus ou moins long. L'huile était épuisée dans plusieurs de ces lampes, qui avaient donc continué à brûler pendant assez longtemps. Parmi les victimes, il en est un certain nombre qui n'ont succombé que plusieurs heures après l'explosion, ainsi qu'on l'a appris par diverses inscriptions qu'ils avaient laissées.

Des cent soixante-neuf ouvriers qui étaient au niveau de 466 mètres, cinq seulement ont été sauvés ; l'un était metteur en cage au puits d'entrée ; il a été atteint de brûlures. Les quatre autres, occupés dans la branche Sud du quartier Ouest, se sont échappés par la voie de retour d'air ; leurs compagnons, au nombre de treize, ont refusé de les suivre par cette voie ; on les a retrouvés asphyxiés au point *h*.

Examinant les causes possibles de l'explosion, MM. Atkinson établissent d'abord que, d'après l'ensemble de tous les indices relevés, l'inflammation a dû nécessairement prendre naissance dans un rayon fort rapproché des puits. On doit donc renoncer à en trouver la cause dans le grisou prenant feu à une lampe de sûreté au chantier ou aux environs. Tous les ouvriers indistinctement étaient munis de ces lampes, à l'exception de quatre palefreniers, qui ne s'écartaient guère du puits d'entrée d'air, et n'allaient pas ailleurs que dans des galeries directement alimentées d'air pur. On n'a relevé aucun indice qui pût faire supposer une inflammation de gaz déterminée par l'une de ces quatre lampes ou par les feux nus éclairant la chambre d'accrochage, non plus que par la lampe de sûreté d'un ouvrier circulant sur une voie de traînage.

Il existait, à proximité des puits, des vides étendus ; mais on ne peut s'arrêter à l'hypothèse que du grisou s'échappant de ces vides serait venu prendre feu aux foyers d'aérage, car tous les dégâts constatés montraient que la force explosive ne venait pas de la direction de ces foyers, mais était dirigée vers eux.

Trois coups de mine en roche ont été tirés dans la nuit de l'accident : deux, près du point *d*, l'avaient été quelque temps auparavant ; le troisième, au contraire, a dû coïncider avec le moment même de l'explosion, car on n'avait pas touché aux pierres abattues, et les cadavres des deux mineurs gisaient à quelque distance de part et d'autre de leur mine, où ils paraissaient s'être retirés pour attendre que celle-ci eût joué.

Suivant les auteurs, le coup de mine a déterminé en cet endroit une inflammation de la poussière de charbon, qui s'est ensuite propagée dans les trois directions divergentes, alimentée par la poussière existant en grande abondance dans toutes les voies de traction mécanique. La mine n'avait pas fait canon ; le fourneau, creusé, sous une légère inclinaison plongeante, dans la paroi d'une portion de galerie en roche, était perpendiculaire à la direction de la galerie ; il est probable que celle-ci était complètement tapissée de fine poussière ; et l'on a constaté, encore après l'accident, l'existence d'une couche épaisse de poussière très ténue sur trois gros chapeaux de boisage, en regard de l'emplacement de la mine.

Je reviendrai plus loin, après avoir parlé des autres explosions, où l'on retrouve des circonstances analogues, sur les arguments présentés par MM. Atkinson à l'appui de leur opinion. J'ajouterai seulement ici quelques renseignements puisés dans le compte-rendu annuel pour 1880 (publié en 1881), de M. Thomas Bell, inspecteur en chef du district de Durham, dans lequel il donne un extrait assez étendu de l'enquête du coroner sur la catastrophe de Seaham, ainsi que du rapport spécial rédigé, en vue de cette enquête, par lui-même et par M. Willis, son collègue du district du Northumberland.

La cause de l'accident a été assez controversée ; beaucoup de personnes, parmi lesquelles des ingénieurs bien compétents, la trouvaient dans une irruption subite de grisou qui aurait eu lieu au point *l* de la maîtresse-voie de traction sud. On a trouvé en cet endroit un éboulement assez considérable, que l'on a supposé antérieur à l'explosion ; l'éboulement aurait été accompagné d'un dégagement de gaz assez violent pour rendre explosif le courant d'air, lequel, étant animé d'une grande vitesse, aurait pris feu un peu plus loin à la lampe Davy d'un ouvrier.

Cette explication ne rendait pas compte de la propagation de l'inflammation, avec une intensité égale, dans la voie de traction de l'Ouest

et dans celle du Nord. Elle a été repoussée par MM. Bell et Willis, de même que par M. Abel, qui a été entendu comme témoin dans l'enquête à la suite de ses recherches déjà mentionnées, et qui a visité la mine dans le cours de cette enquête.

Tous trois, sans se prononcer d'une manière tout à fait catégorique, considéraient comme admissible que l'inflammation de la poussière, provoquée par le coup de mine dont il s'agit, aurait été la cause de l'explosion. M. Abel manifestait cependant son étonnement de ce qu'il eût été trouvé si peu de traces de l'action de la chaleur sur la poussière de charbon dans les diverses galeries parcourues par l'explosion.

### AUTRES EXPLOSIONS ATTRIBUÉES A LA POUSSIÈRE DE CHARBON.

En examinant les circonstances des coups de feu de Trimdon Grange, Tudhoe, West Stanley et Usworth, on retrouve la plupart des caractères généraux observés pour l'explosion de Seaham :

L'explosion n'a chaque fois atteint qu'un seul niveau d'exploitation; les voies de retour d'air ont été complètement épargnées, si ce n'est à West Stanley, où les travaux, peu étendus, ont été parcourus par la flamme dans tout le développement des galeries ouvertes, et à Trimdon Grange, où l'inflammation, venant des galeries d'entrée d'air, s'est propagée dans les chantiers, et, au delà de ceux-ci, dans les galeries de retour, mais seulement jusqu'à peu de distance.

A Seaham, où le puits d'entrée d'air et d'extraction était sec, l'explosion s'est étendue également suivant trois directions divergeant à partir de ce puits, qui a lui-même subi des avaries graves jusqu'à 70 mètres de hauteur. Dans les autres charbonnages, au contraire, les puits donnaient de l'eau et leurs abords étaient humides; l'explosion, ravageant tout un quartier de la mine et arrivant jusqu'au puits, finissait là, sans gagner le quartier opposé. On a observé aussi différentes fois, et entre autres à Seaham, que les dégâts dans une galerie cessaient en un point donné, sans autre cause appréciable que l'humidité qui régnait là sur une certaine longueur.

Partout, la force explosive s'est exercée de la galerie d'entrée d'air vers la galerie de retour, sauf quelques exceptions qui ne sont qu'apparentes, comme le transport de foin, aspiré des écuries, ou bien de menues terres ou charbons déplacés dans des conditions analogues. Les

indices marquant la direction de la force explosive, abstraction faite d'un petit nombre d'indications secondaires, étaient tous dans un même sens, à partir d'une certaine région, que l'on pouvait dès lors considérer comme contenant le point d'origine de l'inflammation.

La position des cadavres des victimes indiquait qu'elles n'avaient pas pris l'alarme avant le moment même de l'explosion. Les ouvriers occupés dans la partie des travaux directement atteinte étaient généralement tombés sur place, quelques-uns s'étaient enfuis, mais à peu de distance. Au contraire, les ouvriers placés en dehors du champ de l'explosion avaient quitté leur poste après qu'elle s'était produite, et avaient parcouru 200 à 300 mètres, et quelquefois jusqu'à 750 mètres, avant de périr asphyxiés; leurs cadavres ne portaient trace ni de brûlure, ni de blessure.

A Trimdon Grange, l'inflammation de la poussière paraît avoir eu pour cause initiale une petite explosion locale de grisou ; dans les trois autres charbonnages, elle est attribuée à un coup de mine, qui, cependant, non plus qu'à Seaham, n'avait fait canon. On y a observé, comme à Seaham, à partir de l'emplacement du coup de mine, cause présumée de l'inflammation, une certaine longueur de galerie exempte de tout dommage sérieux, alors que des dégâts importants se retrouvaient au delà et de chaque côté. A West Stanley, où le coup de mine avait été tiré au front d'une galerie de traçage formant cul-de-sac, les dégâts ne commençaient qu'à 75 mètres de là.

J'ai dit qu'à Seaham il n'y avait nulle part de croûtes de coke, ou autre marque apparente d'une carbonisation plus ou moins complète de la poussière. Cet indice manquait également, sur la plus grande partie des voies parcourues par la flamme, dans les autres mines où les explosions ont eu lieu. A Trimdon Grange et à West Stanley, on a trouvé des croûtes de coke en assez grande quantité, mais seulement dans les chantiers et dans leur voisinage, et particulièrement à l'entrée des voies de retour d'air, où l'explosion est venue expirer; il n'y en avait pas dans les voies d'entrée d'air parcourues par une grande force explosive. A Usworth, l'accident est attribué à une mine tirée dans une voie principale de traction et d'entrée d'air, parcourue par un courant de plus de 12 mètres cubes par seconde, à 2,000 mètres du puits et à environ 900 mètres des chantiers; aucune trace de carbonisation de la poussière n'existait dans la partie comprise entre l'emplacement du coup de mine et le puits, partie sur toute l'étendue de laquelle l'explo-

sion avait agi avec violence. Au contraire, dans la direction opposée, des croûtes de coke ont été observées, appliquées dans le sens de l'explosion directe en quelques endroits à peu de distance de son point présumé d'origine; en sens inverse vers l'extrémité de la galerie; à la limite même de l'explosion, elles tapissaient les boisages sur tout leur pourtour.

Il serait difficile de déduire des indications fournies par MM. Atkinson une règle relative au sens du dépôt des croûtes de coke; il semblerait que, dans les explosions qu'ils décrivent, ces croûtes, lorsqu'il y en avait, se trouvaient surtout vers la limite du champ de l'explosion et avaient pu être appliquées sur les boisages par le choc en retour. Les observations relatées au sujet des dépôts de poussière, ou suie, sont plus concordantes; ces dépôts paraissent se former invariablement en sens inverse de l'explosion directe.

### EXPLOSION DE WHITEHAVEN.

L'explosion est restée localisée dans une zone peu étendue, située à plus de 4 kilomètres du puits, où l'on exploitait sous le lit de la mer. Il n'y avait dans cette région que des travaux préparatoires pour rétablir l'exploitation au delà d'un renfoncement de 30 mètres; ils comprenaient deux galeries parallèles qui, à elles deux, et avec leurs embranchements, n'avaient guère plus de 350 mètres de développement. L'air y était mené au moyen de cloisons, partie en maçonnerie, partie en planches.

Les galeries et la couche elle-même étaient humides; il n'y avait donc pas de poussière; mais le dégagement de grisou était intense; après que la galerie à travers bancs eût atteint la couche, l'abondance du gaz força de suspendre tout travail pendant plusieurs mois. Malgré un courant d'air de 5 mètres cubes par seconde, mesuré à l'entrée de la partie ventilée par cloison, on ne pouvait, à cause du gaz, circuler dans le compartiment de retour; trois ou quatre jours avant l'accident, on avait constaté que cet air, près de l'endroit où il se déversait dans le courant général, était chargé de grisou dans une proportion fort rapprochée du point explosif.

Il n'y avait en tout que sept ouvriers dans cette région : un charretier et un pompeur, à 140 et à 190 mètres respectivement de distance de la faille, en deçà de celle-ci, c'est-à-dire, vers le puits, échappèrent

sans aucune blessure; le pompeur avait cependant été renversé par le choc. Au front et près du front d'avancement se trouvaient deux ouvriers à la veine et trois pompeurs qui, tous, paraissaient avoir pris l'alarme avant l'explosion; les cadavres de quatre de ces hommes, modérément brûlés, furent retrouvés à des distances de leurs postes variant de 120 à 200 mètres; ils s'étaient enfuis porteurs de leurs lampes, qu'ils ont abandonnées en chemin. L'un des ouvriers à la veine, bien que brûlé, a pu s'échapper.

L'accident paraît avoir été le résultat de l'invasion dans les travaux d'un mélange explosif, par suite, soit d'un accroissement du dégagement de grisou, soit d'un ralentissement accidentel de la ventilation. Le mélange se sera enflammé au front du chantier à la lampe, qu'on a eu lieu de supposer mal ajustée, de l'un des ouvriers à la veine; le survivant, sans bien se rendre compte de ce qui s'était passé, a déclaré avoir vu une flamme s'élever au front de la voie; c'est alors que lui et son compagnon prirent la fuite, emportant leurs lampes; après un parcours de 60 mètres, ils furent renversés par l'explosion.

L'explosion proprement dite ne s'est pas étendue à plus de 250 mètres de son point d'origine; cependant, une bouchure légère en planches, offrant une surface de $2^m,70$ sur $1^m,50$, a été enfoncée à 1,500 mètres de distance, et on a entendu battre des portes un peu plus loin. Les dégâts n'ont, d'ailleurs, pas été bien graves; la cloison en briques dans la galerie à travers bancs recoupant la couche au delà de la faille a été défoncée en divers endroits, du compartiment *de retour* vers le compartiment *d'entrée;* les cloisons en planches ont été en grande partie détruites; des portes et des bouchures ont été renversées, mais il y a eu peu de boisages abattus; des wagonnets, à la distance indiquée comme limite de l'explosion, ont été déplacés, mais non endommagés.

Le coup de feu de Whitehaven est, d'après MM. Atkinson, le plus considérable de tous ceux qui, depuis douze ans, dans le nord de l'Angleterre, ont pu être attribués au grisou; ils ne connaissent pas, disent-ils, d'autre exemple où la présence du gaz, en quantité aussi grande, ait pu être démontrée. En admettant que toute l'étendue des ouvrages en veine, à l'exclusion de la voie d'entrée d'air, mais y compris le compartiment de retour accolé à celle-ci, se soit trouvée envahie par un mélange explosif, ils calculent à 900 mètres cubes le volume de ce mélange.

## IMPORTANCE DU ROLE DE LA POUSSIÈRE DANS LES EXPLOSIONS.

Les auteurs se basent sur les circonstances, exposées par eux en détail, qui ont été relevées au sujet d'un certain nombre d'explosions, pour formuler une théorie sur le degré d'importance du rôle que l'on peut attribuer à la poussière de charbon dans les explosions en général. Dans cette théorie, ils vont au moins aussi loin que M. Galloway, en reléguant le grisou au second plan comme cause d'explosion ; ils pensent même que dans les explosions graves des mines de leurs districts, l'action des poussières est ordinairement prépondérante, et que, si le grisou y joue un rôle, il n'est que très accessoire.

En Belgique, on ne peut douter que la plupart des grands coups de feu que l'on a eu à déplorer étaient bien dus au grisou ; la poussière de charbon a pu y prendre part également, car les mines très grisouteuses sont aussi en général fort poussiéreuses ; mais son action consistait probablement moins à étendre et à développer les conséquences de l'accident qu'à les aggraver par le caractère plus intense des brûlures et par la nature plus pernicieuse des gaz produits par la combustion. Cependant, certaines explosions ont pu, non sans vraisemblance, être attribuées à l'intervention active de la poussière, et peut-être même à une action prépondérante de cet agent.

En tenant compte de la différence des conditions d'exploitation entre les mines à grisou belges et celles de la Grande-Bretagne, et en faisant quelques réserves sur ce qu'il peut y avoir de trop absolu dans la théorie de MM. Atkinson, je pense que cette théorie, et surtout les faits matériels sur lesquels ils l'appuient, sont de nature à jeter un jour nouveau sur la question du rôle des poussières dans les coups de feu et à montrer que ce rôle peut être beaucoup plus important que ne le donneraient à croire les nombreux travaux qui ont été publiés sur ce sujet.

Il semblerait, en effet, d'après les résultats de la plupart des expériences, que l'inflammation de la poussière, même en présence d'une atmosphère chargée d'une faible proportion de gaz, soit dépourvue d'énergie et que la présence du grisou en assez grande quantité soit indispensable au développement d'une action mécanique violente. Les expériences de Neunkirchen elles-mêmes, si décisives cependant, semblaient indiquer que des effets explosifs ne pouvaient se produire que dans des cas exceptionnels et avec des poussières de charbon d'une nature tout particulièrement inflammable.

Les expériences, même lorsque l'appareil qui sert aux essais a des dimensions semblables à celles des galeries de mines, ne réalisent jamais qu'incomplètement l'ensemble des conditions qui se présentent dans celles-ci et peuvent laisser quelque doute sur l'extension et le caractère de gravité que l'inflammation de la poussière est capable d'atteindre dans la réalité.

Les observations présentées par MM. Atkinson fournissent des bases d'appréciation tirées de la pratique réelle. Seulement il se présente cette difficulté que la cause d'une explosion survenue dans une mine, ainsi que ses circonstances exactes, ne peuvent pas toujours être bien déterminées. L'explosion de Seaham me paraît spécialement intéressante, parce que sa cause a pu être établie avec un degré de probabilité qui touche à la certitude; il semble impossible, en effet, d'expliquer l'ensemble des circonstances relevées, autrement que par l'inflammation de la poussière dans les circonstances indiquées. L'explication donnée au sujet des autres explosions présente aussi un caractère de grande probabilité, mais les preuves ne sont pas aussi précises qu'à Seaham.

Les principales circonstances dont l'absence ou l'existence peuvent conduire à attribuer aux poussières de charbon l'origine et la transmission d'une explosion, sont rappelées par les auteurs à la fin de leur ouvrage; ce sont, en résumé, les suivantes :

Les constatations relatives aux victimes sont différentes dans les deux cas : les ouvriers brûlés par le grisou seul s'enfuient souvent à de grandes distances et peuvent même échapper à la mort, comme cela s'est vu à Whitehaven; au contraire, lorsque la poussière de charbon intervient, les ouvriers qui se trouvent dans le champ même de l'explosion tombent à peu près sur place, ce que l'on peut attribuer en partie à ce que les brûlures causées par la poussière enflammée sont plus graves que celles du grisou, mais surtout, sans doute, à la nature beaucoup plus délétère des gaz résultant de la combustion de la poussière. Cette combustion étant incomplète, il doit en résulter de l'oxyde de carbone, dont on connaît les propriétés vénéneuses. Les auteurs ont cherché à se rendre compte de la composition d'une semblable atmosphère en faisant analyser le gaz recueilli à la mine d'Usworth, dans une partie que l'on avait dû isoler à cause d'un incendie déterminé par le coup de feu. L'analyse a donné, en volumes :

| | |
|---|---|
| Acide carbonique . . . . . . . . | 4.54 p. % |
| Oxyde de carbone. . . . . . . . | 2.48 » |
| Hydrogène protocarboné. . . . . | 8.68 » |
| Oxygène. . . . . . . . . . . | 7.23 » |
| Azote . . . . . . . . . . . | 76.80 » |
| | 99.73 p. % |

Je dirai, toutefois, que ces chiffres ne peuvent être considérés comme représentant la composition du mauvais air (*after damp*) immédiatement après l'explosion. De plus, la présence de l'oxyde de carbone, pas plus que la gravité des brûlures reçues par les victimes, ne prouveraient que l'explosion ait été causée par la poussière, mais seulement que celle-ci est intervenue dans le phénomène.

J'en dirai autant de l'existence, de l'abondance plus ou moins grande, ainsi que de la disposition des croûtes de coke, qui peuvent avoir été formées aussi bien par la poussière distillant dans la flamme du grisou que par la combustion propre de la poussière. J'insiste sur ce point qu'à Seaham, où l'explosion n'est explicable que par l'inflammation de la poussière, aidée peut-être, mais seulement dans une très faible mesure, par une minime quantité de grisou, les croûtes de coke étaient complètement absentes.

D'autres circonstances sont plus caractéristiques :

En premier lieu, l'absence de toute raison de croire qu'il ait existé une accumulation de gaz suffisante pour produire les effets constatés. Pour les cinq explosions attribuées à la poussière, une semblable accumulation était invraisemblable, pour ne pas dire impossible. A Seaham, notamment, l'explosion s'étant étendue également suivant trois directions divergeant à partir du puits d'entrée d'air, il aurait fallu, ou bien que le grisou provint de ce puits, ou qu'il se fût produit au même moment une irruption de gaz dans chacune de ces trois branches. Une irruption considérable de grisou, disent MM. Atkinson, laisse presque toujours des traces que l'on peut reconnaître après coup; et une partie, au moins, des ouvriers s'aperçoivent, avant l'explosion, de l'invasion du gaz; ils peuvent en témoigner, s'ils ont survécu, et dans le cas contraire, on peut conjecturer ce qui s'est passé d'après la position des cadavres. Les auteurs font remarquer que souvent on a mis en doute l'action de la poussière, parce que l'absence de grisou en grande quantité, si probable qu'elle soit dans les conditions où les acci-

dents considérés se sont produits, ne peut jamais être démontrée avec une entière certitude. Ils pensent, contrairement à l'idée souvent énoncée, d'après laquelle une inflammation de poussière serait dangereuse surtout en allant mettre le feu à distance à un mélange explosif d'air et de grisou, que l'on doit bien plutôt attribuer aux poussières le pouvoir de transformer en catastrophe une inflammation de grisou relativement inoffensive à elle seule.

Une observation se rattachant au même ordre d'idées, c'est qu'il est peu probable, dans les circonstances ordinaires, qu'un coup de mine mette le feu au grisou ; les ouvriers sont habitués à se tenir en garde contre le gaz, tandis que l'on se défie moins de la poussière. Il y a également peu de chances que le grisou soit allumé par une lampe de sûreté, même par la Davy ordinaire; car dans la pratique des mines, la lampe se trouve rarement exposée à des épreuves à beaucoup près aussi sévères que celles auxquelles on la soumet dans les appareils à expériences.

La concentration de l'explosion dans les voies d'entrée d'air est encore un caractère distinctif des accidents causés par la poussière de charbon. La source de grisou, qu'il s'agisse du dégagement normal ou d'une irruption extraordinaire, se trouve plutôt aux chantiers, ou près des chantiers d'abatage. Si les vieux travaux, ensuite d'une dépression barométrique (1) ou d'un éboulement de grande étendue, laissent échapper du grisou, c'est dans les voies de retour d'air qu'il se déversera. C'est donc dans ces voies et dans les chantiers que devraient surtout s'exercer les effets destructifs d'une explosion due au grisou ; et, en particulier, les portes, bouchures ou cloisons seront projetées du retour d'air vers l'entrée d'air, comme cela a été le cas à Whitehaven, au lieu de l'inverse, comme dans les cinq autres explosions.

Un fait intéressant, constaté dans chacune des quatre explosions attribuées à l'inflammation de la poussière de charbon par un coup de mine, c'est l'absence de dégâts importants sur une longueur de 60 à

(1) Il semble que dans les mines telles que celles du nord de l'Angleterre, où les vides non remblayés ont, par suite du mode d'exploitation et de l'importance de la production, une étendue si considérable, la quantité de grisou qu'ils dégagent sous l'empire des dépressions atmosphériques n'est pas si grande qu'on le suppose généralement, à en juger par le passage suivant : « Dans certaines mines où il existe le long des voies « de retour d'air une *grande étendue* de travaux abandonnés et de vides, ont voit, lors « des chutes *rapides* de la pression atmosphérique, le grisou s'en échapper en quantité « telle qu'il *marque sur la lampe* dans une *partie* des retours d'air ».

70 mètres à partir de ce point d'origine. Il paraît y avoir une transformation graduelle du caractère de l'inflammation, tranquille au début, comme on le voit généralement dans les expérieuses en petit; violente, lorsqu'elle a effectué un certain parcours et pris son plein développement. On s'expliquerait ainsi que dans les expériences on n'obtienne pas de véritables explosions, la longueur de l'appareil n'étant pas suffisante pour permettre à cette transformation de s'accomplir entièrement. Les auteurs supposent qu'elle peut être due à la compression de l'air, qui devient de plus en plns grande à mesure que la flamme se propage plus loin, et qui donne à la combustion une activité croissante; certains indices leur ont aussi donné à croire que la flamme de la poussière, au début, ne remplit pas toute la section de la galerie.

Je dirai à ce sujet que le même fait a été plus d'une fois constaté lors d'explosions manifestement dues au grisou; on le retrouve aussi dans les expériences de MM. Mallard et Le Châtelier (1), sur la vitesse de propagation de la flamme dans un mélange gazeux explosif; ce mélange étant contenu dans un tube de verre fermé par un bout, si on l'allume par le bout ouvert, la flamme chemine assez lentement, et il n'y a pas explosion à proprement parler. Si, au contraire, on allume le mélange par le bout fermé, la transmission de la flamme, d'abord lente, s'accélère bientôt de plus en plus, et devient souvent assez rapide pour déterminer une violente explosion qui pulvérise la dernière partie du tube.

Le phénomène signalé ne doit donc pas être considéré comme un caractère spécifique des explosions causées par la poussière; mais on peut y trouver des indications utiles sur la position au moins approximative du point où l'explosion a pris naissance.

Une circonstance qui paraît fort démonstrative de l'action prédominante de la poussière, est celle, nombre de fois relevée dans les explosions décrites par MM. Atkinson, de l'arrêt de l'inflammation là où l'aliment de la poussière lui fait défaut, soit parce qu'il existe de l'humidité en un certain point d'une galerie ou aux abords d'un puits, soit pour un autre motif. Ainsi, lorsque le courant d'air se partageait en deux parties à peu près égales entre une voie de traction mécanique et une galerie réservée à la circulation, celle-ci, échappant aux causes qui déterminent la formation de dépôts de poussière, échappait aussi à l'explosion, ce qui serait inexplicable si elle était causée par le grisou.

(1) *Annales des Mines*. — 5e livraison de 1883.

De même, lorsque l'air qui a parcouru les travaux d'une couche se rend dans une autre couche, à un niveau supérieur, par un puits intérieur vertical, une explosion de grisou devrait se transmettre par cette voie, puisqu'une traînée de gaz s'étend aussi bien dans le sens vertical que dans le sens horizontal, tandis que ces puits ne contiennent pas ou presque pas de poussière.

On a pu remarquer encore que l'explosion ne se propage pas aussi facilement dans les voies de traînage par chevaux, où la poussière n'est pas d'une nature aussi dangereuse que celle que l'on trouve dans les galeries affectées à la traction mécanique.

La manière dont l'explosion s'est propagée, et les chemins qu'elle a suivis dans les cinq accidents dont il est question paraîtraient fort capricieux, et seraient à peu près impossibles à expliquer, si on voulait attribuer ces accidents au grisou.

On a souvent considéré comme indispensable, pour que la poussière soit enflammée par un coup de mine, que la mine ait fait canon. Les auteurs pensent que l'effet produit peut dépendre de la nature de la poussière; il est évident qu'une mine, lorsqu'elle débourre, projette à l'extérieur un volume de flamme beaucoup plus considérable, en même temps qu'un torrent de gaz, dont l'énorme vitesse est très apte à soulever la poussière gisant sur le sol. Au contraire, quand la mine travaille, l'énergie développée par la combustion de la poudre se dépense en vibrations imprimées aux roches; si la surface de celles-ci est revêtue d'une couche de fine poussière, bien plus inflammable que la poussière du sol, ces vibrations la détacheront et la mettront en suspension dans l'atmosphère; et la mine, même n'étant que modérément chargée, peut toujours dégager assez de flamme pour y mettre le feu.

On peut s'expliquer que les explosions résultant de l'inflammation de la poussière par un coup de mine ne soient pas d'une occurrence plus fréquente dans les houillères britanniques, où l'on emploie si abondamment la poudre, précisément parce que cette poussière subtile et dangereuse n'existe guère que dans les voies affectées depuis assez longtemps au traînage mécanique. Il est fort rare que l'on emploie la poudre dans ces voies; les coups de mine sont généralement tirés, soit au chantier, pour l'abatage du charbon, soit à peu de distance du chantier, pour le coupage des voies à chevaux. Dans l'un comme dans l'autre cas, la flamme de la poudre ne rencontre qu'une poussière plus grossière ou plus mélangée d'impuretés.

Des inflammations de poussière d'une étendue restreinte ont plus d'une fois été déterminées dans un chantier d'abatage par une mine qui débourrait. Des ouvriers étant brûlés dans l'endroit où ils s'étaient retirés, à une distance de la mine plus que suffisante pour se croire à l'abri, on a souvent attribué ces accidents à ce que la flamme de la mine, lorsqu'elle fait canon, peut atteindre une longueur beaucoup plus grande, abstraction faite de l'intervention de la poussière. Mais des accidents semblables n'ont jamais été observés dans une mine métallique; et chaque fois qu'il s'en est produit dans une mine de houille, il y avait, en présence, de la poussière, et quelquefois, en outre, une petite quantité de grisou; c'est donc bien à la poussière que l'on doit attribuer cet allongement de la flamme du coup de mine débourrant.

Les auteurs mentionnent un certain nombre de précautions qu'il serait utile d'observer pour se prémunir contre les résultats de l'inflammation de la poussière. Je ne les rapporterai pas ici, parce qu'elles me paraissent n'avoir d'intérêt que pour les mines qui se trouvent dans des conditions semblables à celles qui existent en Angleterre.

**Liége, le 9 mai 1887.**

---

# NOTICE

SUR

# L'ÉCLUSE DITE « DU CHATEAU »

## A GAND

PAR

M. VANDERLINDEN,

INGÉNIEUR PRINCIPAL DES PONTS ET CHAUSSÉES.

---

Suivant les prévisions premières, l'avant-port de Gand devait être séparé du Dok ou Bassin de Commerce de cette ville, par une écluse maritime susceptible de recevoir les plus grands navires pouvant être admis dans le canal de Gand à Terneuzen (1).

Il a paru au commerce gantois plus avantageux d'avoir des installations maritimes qui ne fussent point séparées par une écluse. De pressantes démarches furent faites pour supprimer celle-ci et abaisser les eaux du Bassin de Commerce au niveau du bief belge du canal de Terneuzen, bief à l'extrémité amont duquel se trouve l'avant-port de Gand.

(1) L'écluse d'entrée de Terneuzen peut admettre normalement des bateaux de 90 mètres de longueur, 11$^{m}$,50 de largeur et d'un tirant d'eau de 5$^{m}$,40.

Dans cet ordre d'idées, il fallait séparer le Dok des eaux du Bassin de Gand au moyen de deux écluses, dont l'une, établie au Tolhuis, donnerait accès, par le canal de raccordement, au canal de Gand à Bruges, et l'autre, construite dans la Branche De Pauw, permettrait d'arriver au Bas-Escaut.

Nous avons été chargé de l'étude de ces deux écluses, et c'est de la seconde, appelée écluse « du Château », que nous nous occuperons.

## Dimensions principales.

L'écluse a 70 mètres de longueur utile, $8^m,50$ de largeur et un mouillage de $4^m,05$.

Ces dimensions, plus ou moins anormales, sont justifiées par les considérations suivantes :

Parmi les ouvrages existant sur le bras de rivière qui établit la communication entre l'écluse « du Château » et le Bas-Escaut, se trouvent divers ponts et une écluse offrant des passes de $8^m,50$ de largeur environ.

La reconstruction de tous ces ouvrages n'étant pas à prévoir, il a paru inutile de donner à l'écluse « du Château » une largeur supérieure à $8^m,50$.

Le busc d'aval a été établi à la cote $0^m,37$ Ⓩ (zéro d'Ostende) qui est celle des buscs de l'écluse de Gendbrugge existant à l'entrée du Bas-Escaut : les eaux en amont de cette écluse seront tenues sous peu à la cote $4^m,87$ Ⓩ, correspondant à la flottaison actuelle du bief belge du canal de Terneuzen.

Quant à la longueur de l'écluse, elle a été mise en rapport avec celle des embarcations qui présentent moins de $8^m,50$ de largeur. Un relevé des bateaux entrés dans le port d'Anvers, pendant le mois de mai

de l'année 1878, a fait reconnaître que cette longueur pouvait être fixée à 70 mètres (1).

### Nature des fondations de l'écluse et indication sommaire des moyens prévus pour les réaliser.

Les sondages auxquels nous avons procédé ont fait reconnaître que le terrain formant l'assiette de l'écluse se compose d'un sable pur et consistant, d'un grain fin, mais très fluide sous l'action de l'eau.

Une fondation sur radier général en béton était donc admissible.

Des dispositions spéciales ont dû être arrêtées pour l'exécution de ce radier :

Le bras de rivière dans lequel l'écluse devait être établie est bordé de deux rangées de maisons distantes de 54 mètres. De plus, il était nécessaire de maintenir sur chaque rive un chemin de 5 mètres de largeur.

Etant donné, d'autre part, que l'écluse présente à la base, soit à 10 mètres sous le niveau des rives, une largeur de 20 mètres hors d'œuvre, il ne restait plus que 24 mètres de base pour deux talus de 10 mètres de hauteur.

C'était, eu égard à la nature sablonneuse du terrain, manifestement insuffisant pour développer les talus de la fouille de manière à en assurer le maintien, d'autant plus que le plan de fondation se trouvait à $7^m,25$ sous le niveau des eaux ambiantes.

C'est ce qui explique qu'il a fallu recourir à des dispositions spéciales pour fonder l'ouvrage :

Après l'établissement des levées de terres formant

(1) L'écluse est établie dans un bras de rivière qui devra être ultérieurement approfondi, élargi et rectifié, pour pouvoir livrer passage à des bateaux de cette dimension. Aussi les raccordements en pierres sèches d'amont et d'aval de l'écluse ne sont que provisoires.

batardeaux et l'épuisement des eaux dans leur intervalle, la fouille a été creusée jusqu'à la profondeur de 3 mètres sous la jauge d'été du Bassin de Gand, soit jusqu'à la cote + $2^m$,61 Ⓩ, de façon à éviter tout soulèvement du fond ou appel de terre.

Au niveau de cette cote, on a battu tout autour de l'emplacement des fondations de l'écluse, des files de pieux jointifs en sapin d'un équarrissage de $0^m$,30/$0^m$,35, engagés l'un dans l'autre à rainure et languette de $0^m$,10/$0^m$,05 et de $7^m$,50 à 8 mètres de longueur (la fig. 1, pl. IX indique le profil de la fouille après le battage des pieux jointifs).

L'intérieur de l'enceinte de pieux ainsi formée a été dragué jusqu'au plan inférieur des fondations, après avoir laissé les eaux se remettre dans la fouille au niveau des eaux ambiantes.

Une aire générale en béton a été coulée sous eau. Puis, au dessus de cette aire et contre la face intérieure des files longitudinales de l'enceinte ont été coulés des batardeaux également en béton. (La fig. 2, pl. IX, indique le profil de la fouille après le coulage du béton.)

Ce n'est qu'après un durcissement convenable du béton que la fouille a été épuisée à nouveau.

Le béton coulé formait avec l'enceinte en pieux jointifs une espèce de cuve imperméable, à l'abri de laquelle on a pu effectuer les maçonneries en dessous de la cote + $2^m$,61 Ⓩ.

Pour fermer cette cuve en amont et en aval, on a battu à chacune des têtes de l'écluse deux rangées (voir les fig. 3 et 4, pl. IX) de pieux jointifs distantes l'une de l'autre de $1^m$,80.

Ces rangées constituaient avec les terres qu'elles comprenaient, deux batardeaux complétant la cuve susdite.

Les terres de ces deux batardeaux ont été enlevées

ultérieurement jusqu'à la cote — 2$^{m}$,03 Ⓩ et remplacées par du béton jusqu'au niveau du radier. Les pieux de ces mêmes batardeaux ont été recepés, de manière à n'être nulle part en saillie sur les ouvrages.

Ainsi les deux batardeaux dont il s'agit ont pu être avantageusement transformés en coffres de béton coupant les filtrations aux têtes de l'écluse.

## Radier.

L'épaisseur totale du radier est de 2 mètres, dont 1$^{m}$,50 de béton et 0$^{m}$,50 de maçonnerie de briques et de moellons.

Quoique l'écluse puisse, dans certains cas, avoir à supporter une chute de 4 mètres, l'épaisseur de 2 mètres devrait être considérée comme exagérée.

C'est la nécessité de constituer ce radier en majeure partie à l'aide de béton coulé sous eau qui a conduit à cette dimension.

## Mur de chute.

Nous avons dit antérieurement que le busc d'aval était établi à la cote + 0$^{m}$,37 Ⓩ.

Le plan d'eau du Dok pouvant, dans certaines éventualités, être ramené à la cote + 4$^{m}$,42 Ⓩ, il existera sur ce busc un mouillage de 4$^{m}$,42 — 0$^{m}$,37 = + 4$^{m}$,05.

A ne considérer que la jauge d'été + 5$^{m}$,61 Ⓩ du bassin de Gand, il aurait suffi d'établir le busc amont à la cote 5$^{m}$,61 — 4$^{m}$,05 = + 1$^{m}$,56 Ⓩ.

Mais il est à remarquer qu'en temps de pénurie d'eau, le niveau du bassin de Gand descend parfois jusqu'à 0$^{m}$,50 en dessous de la cote + 5$^{m}$,61 Ⓩ.

C'est pour avoir, en toutes circonstances, sur le busc amont le mouillage en rapport avec celui sur le

busc aval, que le premier de ces buscs a été établi à la cote + $0^m$,96 ②.

## BAJOYERS.

Ainsi que le montre la figure 5, pl. IX, les batardeaux longitudinaux en béton ont été incorporés dans les maçonneries des bajoyers auxquelles ils ont été reliés au moyen d'entailles poussées jusqu'à la partie saine du béton.

Les dimensions des bajoyers ont été déterminées en supposant une surcharge de 6 tonnes par mètre carré de terre-plein, déposée tant sur le bajoyer que sur le terre-plein.

La section dangereuse correspond à la cote + $2^m$,61 ②. Nous y avons pour l'équilibre de rotation et de translation des coefficients de sécurité s'élevant respectivement à 2,48 et 2,23. La pression maximum à l'arête intérieure de cette section est de $3^k$,88 par centimètre carré.

Les conditions de stabilité des bajoyers sont donc très bonnes.

## MURS EN RETOUR.

La proximité des maisons nous a obligé de fonder les murs en retour à une altitude beaucoup supérieure à celle du plan général de fondation de l'écluse.

Des précautions particulières ont dû être prises, le terrain, à la cote prévue pour la fondation des murs en retour, n'étant pas d'une consistance suffisante, condition qui importait d'autant plus que les maçonneries de ce mur devaient être reliées avec celles du corps de l'ouvrage.

Après avoir battu autour de l'emplacement des murs

en retour une enceinte en pieux et palplanches, nous avons augmenté la consistance du terrain par le battage d'un nombre suffisant de pieux de compression (voir fig. 6, pl. IX).

Ce moyen a donné un bon résultat; aucune fissure ne s'est manifestée à la jonction des murs en retour et du corps de l'écluse.

## Portes.

Deux systèmes distincts sont actuellement suivis dans la construction des portes busquées d'écluses.

Dans le premier système, on emploie exclusivement le fer; dans le second, c'est le bois qui constitue la presque totalité des matériaux mis en œuvre.

Il serait, sans doute, difficile de dire, d'une manière absolue, lequel des deux systèmes est le meilleur, les praticiens étant d'avis très différents sur cette question.

Si, d'un côté, les portes en fer semblent avoir l'avantage de la durée, d'un autre côté, elles nécessitent des frais de premier établissement plus considérables. Il en résulte, au point de vue économique, une compensation sur laquelle il serait difficile de se prononcer en ce moment, faute d'éléments suffisants.

D'autre part, les réparations des portes en bois sont peut-être plus fréquentes que celles des portes en tôle, mais il est certain que les premières s'exécutent plus aisément et cela, très souvent, par le concours d'un simple ouvrier charpentier.

Les réparations des vantaux métalliques, au contraire, exigent des ouvriers spéciaux et un travail de forge parfois compliqué.

Parmi les inconvénients sérieux des portes en tôle, signalons encore leur peu d'étanchéité.

On constate souvent que l'eau se fait assez vite jour le long des rivets qui ne ferment jamais hermeti-

quement les trous forés dans les tôles. On a remarqué aussi que l'oxydation du bordage est assez rapide.

L'entretien onéreux et le peu d'étanchéité, sont les raisons principales pour lesquelles certains praticiens, notamment les ingénieurs néerlandais, semblent revenir aux portes en bois.

Ils ne recourent plus guère au fer que pour les grandes écluses maritimes, pour lesquelles le bois ne se présente pas sous les dimensions suffisantes pour être employé avantageusement.

Tout en tenant compte de l'expérience de ces praticiens, nous ferons cependant remarquer que depuis longtemps on a constaté que presque toutes les portes en bois périssent par leur poteau tourillon.

Il arrive souvent que les entretoises, le poteau busqué, le bordage même, se trouvent encore dans un état satisfaisant de conservation, alors que la partie supérieure du poteau tourillon est complètement pourrie.

Cela se conçoit d'ailleurs aisément, car, c'est au poteau tourillon que se transmettent toutes les actions qui agissent sur la porte pendant qu'elle se manœuvre.

Il n'y a donc rien d'étonnant à ce que la partie de cet organe soumise aux alternatives de sécheresse et d'humidité périsse plus vite que les autres parties de la porte.

C'est en tenant compte de ces faits fournis par l'expérience, que nous nous sommes décidé pour un système de portes mixtes :

Le poteau tourillon seul est en tôle ; tout le reste est en bois (voir fig. 7, pl. X).

On évitera de la sorte l'entretien onéreux et difficile des vantaux métalliques, tout en prévenant la mise hors d'usage précoce des portes à poteau tourillon en bois.

Le nombre de rivets employés étant très restreint comparativement à celui mis en œuvre dans les vantaux métalliques, on peut négliger les pertes d'eau qui se feront éventuellement le long de ces rivets.

Quant à l'oxydation, on peut espérer un résultat d'autant plus satisfaisant que les tôles sont galvanisées et ont une épaisseur de $0^m,015$, équivalente au triple de celle des bordages métalliques.

Pour éviter le contact de la pierre et du fer, nous avons fixé au poteau tourillon deux garnitures en chêne destinées à transmettre les pressions que le vantail reçoit normalement et parallèlement à son plan moyen vertical.

La déformation du poteau tourillon sous l'effet de ces dernières pressions est prévenue au moyen de cornières raidissantes placées en regard des entretoises.

L'axe de rotation supérieur et la crapaudine femelle inférieure sont fixés au poteau tourillon suivant des dispositions déjà plusieurs fois appliquées aux vantaux métalliques.

L'assemblage des entretoises et du poteau tourillon mérite une mention spéciale (voir fig. 8, pl. X).

Au droit de chaque entretoise se trouve une boîte carrée formée de quatre tôles solidement rivées entre elles ainsi qu'au poteau tourillon.

Dans cette boîte, formant mortaise, s'engage l'extrémité de l'entretoise et deux forts boulons relient ces deux parties. La solidarité de celles-ci est augmentée par les boulons qui relient entre eux les prolongements des joues verticales de la mortaise métallique.

Pour augmenter la résistance de cette mortaise à la flexion horizontale que la pression de l'eau tend à y développer, le fond en est fermé au moyen d'une forte tôle rivée d'un côté aux cornières du poteau tourillon et de l'autre aux parois verticales de la boîte.

## Espacement des entretoises des portes busquées.

L'espacement des entretoises a été l'objet d'une controverse constante entre les différents ingénieurs qui se sont occupés de la construction d'écluses.

Le système qui, a priori, semble le plus rationnel, quand on admet une section uniforme pour toutes les entretoises, est celui où l'on rapproche ces dernières vers le bas proportionnellement à l'augmentation de la pression de l'eau.

Cette impression première ne résiste toutefois pas à un examen approfondi : tandis que la toise inférieure appuyée contre le busc reçoit la réaction de celui-ci, et décharge considérablement la partie inférieure de la porte, le bordage, continu depuis la toise inférieure jusqu'à la toise supérieure, contribue à répartir uniformément les pressions sur les différentes entretoises.

Ces considérations, purement théoriques, ont été confirmées expérimentalement par M. Chevallier, ingénieur en chef des ponts et chaussées de France. Cet expérimentateur a prouvé clairement que la disposition la plus rationnelle est celle qui admet un espacement égal pour les entretoises (*Annales des ponts et chaussées*, 1850, 1er semestre, page 309).

Nous citerons encore quelques arguments qui militent en faveur de cette disposition.

La partie supérieure des portes, soumise aux alternatives de sécheresse et d'humidité, se détériore le plus vite et il convient dès lors de lui donner un surcroît de résistance comparativement à la partie inférieure ; elle est aussi la plus exposée aux chocs des bateaux.

Enfin, lors des manœuvres, ce sont les assemblages de la partie supérieure qui souffrent le plus.

Pour ces divers motifs, nous avons espacé également les entretoises.

### Bordage.

Le bordage des portes est d'ordinaire posé parallèlement au bracon. En supprimant cet organe, nous avons pu poser le bordage verticalement.

Cette disposition augmente dans une large mesure la rigidité du système ; elle présente aussi l'avantage de diminuer la flexion, la distance des points d'appui étant réduite au minimum.

Avec un bordage continu les charges tendent, en outre, à se répartir plus uniformément, car une entretoise trop chargée fléchit, se dérobe en partie et l'excès de pression se reporte par l'intermédiaire du bordage continu vertical sur les autres entretoises.

Ajoutons que le travail est plus facile et finalement que l'étendue des joints est diminuée.

Le mémoire cité plus haut de M. Chevallier est concluant à cet égard. Cet ingénieur établit à toute évidence que le bordage continu vertical mérite à tous égards la préférence.

### Moises verticales.

Afin d'augmenter la raideur de tout le système, nous avons prévu quatre moises verticales en chêne, solidement boulonnées à toutes les entretoises.

Cette disposition est consacrée par l'expérience.

### Echarpe.

Pour empêcher que ces portes ne donnent du nez, nous avons prévu l'emploi d'une solide écharpe en fer. Elle est fixée, d'une part, à la partie inférieure du poteau brusqué, et, d'autre part, à un étrier en fer forgé qui embrasse l'axe supérieur du poteau tourillon. Un

système de rappel permet de donner à l'écharpe la tension voulue.

Cet organe est logé vers le plan central de la porte ; l'affaiblissement qui en résulte pour les entretoises est presque nul et l'écharpe se trouve bien protégée contre les chocs des bateaux.

Ces portes ont été calculées pour une pression d'eau de 4 mètres, laquelle peut se réaliser dans l'hypothèse d'une baisse totale sur le canal de Terneuzen.

Depuis leur mise en service qui date du 12 avril 1885, elles se comportent bien.

### Pont-rail.

Ainsi que l'indiquent les figures 3 et 4, pl. IX, un pont tournant pour chemin de fer à simple voie est établi sur la tête aval de l'écluse.

Ce pont est reporté complètement en dehors de l'écluse, dans le but, entre autres, de séparer suffisamment le service de la voie ferrée de celui de la navigation.

### Battage des pieux jointifs de l'enceinte.

Les pieux de l'enceinte ont été battus à l'aide d'une sonnette à vapeur du système Lacour, dont le mouton avait un poids de 1,000 kilos et une hauteur de chute maximum de $1^{m},80$.

Le mouton est creux et se meut le long d'une tige appuyée sur la tête du pieu. Cette tige est munie supérieurement d'un piston fermant hermétiquement le creux du mouton. En admettant la vapeur entre le piston et le fond supérieur du mouton-cylindre, celui-ci s'élève et retombe sur le pieu dès qu'on a fourni un échappement à la vapeur introduite dans le creux du mouton.

On se servait d'un treuil à vapeur pour mettre les pieux en fiche.

Pour faciliter le battage des pieux, on injectait pendant l'opération de l'eau à l'aide d'un tuyau de $0^m,03$ de diamètre.

L'eau était chassée dans ce tuyau, qu'on appelle lance, au moyen d'une pompe à action directe du système Tangey, pouvant fournir de l'eau sous la pression de 3 atmosphères.

Immédiatement après la mise en fiche du pieu, on ameublissait, à la lance, le terrain à l'emplacement de celui-ci sur une profondeur de 3 à 4 mètres. Cinq coups de mouton suffisaient parfois pour enfoncer le pieu d'autant. Pendant le reste du battage, on s'y prenait de façon à tenir l'extrémité de la lance à une cinquantaine de centimètres en dessous de la pointe du pieu.

On avait soin, tout en battant, de donner à la lance un mouvement alternatif de haut en bas et de bas en haut d'une amplitude de $0^m,40$ environ et de faire cesser l'action de la lance dès qu'on n'avait plus qu'à enfoncer le pieu d'une vingtaine de centimètres.

Le battage de l'enceinte a été entamé le 28 septembre 1882, pour finir le 24 février 1883. Dans cet intervalle on a battu 786 pieux donnant ensemble 5,933 mètres courants de fiche.

Le nombre moyen de pieux battus par mois ne s'élève donc qu'à 155 environ. Il est vrai de dire que le travail a dû être poursuivi pendant la plus mauvaise saison de l'année et qu'en certains endroits on a rencontré à 5 mètres environ sous le fond de la fouille, un banc de pierres de sable en formation, qu'il était difficile de traverser et dont la présence a rendu le battage fort laborieux.

Pendant certains mois l'opération marchait plus

rondement. En novembre 1882, on a battu 229 pieux. Le plus grand nombre de pieux battus en une journée de 10 heures, y compris le temps nécessaire au dîner, a été de 15 (1).

## COULAGE DU BÉTON. — TRÉMIE ET RADEAU.

La trémie qui a servi au coulage du béton présentait la forme tronc-pyramidale (voir fig. 9 et 10, pl. X). Inférieurement, elle avait une section intérieure de $0^m,50/1^m,50$ et était munie de deux rouleaux compresseurs de $0^m,30$ de diamètre. Deux de ses parois allaient

(1) A l'écluse du Tolhuis, actuellement en cours d'exécution, qui forme le pendant de celle dont nous nous occupons ici, et qui doit se fonder suivant le même procédé, on a battu les pieux jointifs de l'enceinte avec deux sonnettes du système Lacour. L'une, dont le mouton ne pesait que 600 kilogrammes et qui n'était pourvue que d'un treuil à la main pour la mise en fiche des pieux, a fonctionné du 29 mai 1886 jusqu'au 1er septembre suivant.

Dans cet intervalle, comprenant 897 heures de travail, on a battu avec la dite sonnette 539 pieux présentant ensemble $4000^m,50$ courants de fiche. Par journée de travail de 13 heures, on a donc battu en moyenne environ 7 8/10 de pieux, correspondant à $57^m,98$ courants de fiche.

Le nombre maximum de pieux battus en un jour s'est élevé à 14.

Sur les 897 heures de travail, il y a eu 256 heures de chômage pour déplacements de la sonnette, réparations diverses à la pompe, aux tuyautages et autres organes.

Les déplacements dont il s'agit ci-dessus ne sont pas ceux nécessaires pour passer du battage d'un pieu à celui de son voisin, mais correspondent aux manœuvres qu'il a fallu opérer pour faire passer la sonnette d'une rangée de pieux à une autre, ou la déplacer d'un point de la fouille à un autre assez distant. Ils ont occasionné 59 heures de chômage.

La seconde sonnette était celle qui a servi à l'écluse « du Château ». Elle a fonctionné du 12 juin 1886 au 20 août suivant pendant $732^{heures},30'$ de travail.

Durant ce laps de temps, on a battu 451 pieux, d'une fiche totale de $3624^m,50$ courants. Par journée de travail de 13 heures on a battu au maximum 15 pieux, tandis que la moyenne ne s'est élevée qu'à 8 pieux, correspondant à une fiche de $64^m,32$ courants.

Les heures de chômage ont atteint le chiffre de 241, dans lequel les déplacements de la sonnette sont compris pour 91 heures.

A l'écluse « du Château », les pieux du corps de l'ouvrage ont $7^m,50$ de longueur, tandis que ceux correspondant à la chambre d'aval ont 8 mètres. Ces dimensions ont été augmentées de $0^m,50$ à l'écluse du Tolhuis.

en s'évasant, de sorte qu'à 5 mètres au dessus de l'orifice inférieur la section était de $1^m,24/1^m,50$.

La trémie était suspendue dans un radeau de poutres comprenant environ 40 mètres cubes de bois. Un plancher destiné à récevoir le béton était ménagé à $0^m,50$ au dessus de la face supérieure du radeau. L'orifice supérieur de la trémie était fixé à $0^m,20$ sous ce plancher et raccordé à celui-ci par des évasements à 45 degrés. La section de la trémie au niveau du plancher était ainsi de $1^m,90/1^m,64$.

En pleine charge, il y avait, tant dans la trémie, dont la capacité était de 7 mètres, que sur le plancher, un cube total de béton de 8 mètres environ.

A vide et en pleine charge, le plancher supérieur émergeait respectivement de $0^m,90$ et $0^m,60$.

Ce n'est qu'après certains essais qu'on s'est arrêté à cette disposition pour laquelle, l'expérience l'a établi, il existait un rapport admissible entre la capacité de la trémie et le volume du radeau dans lequel cette dernière était suspendue.

Le premier radeau construit ne renfermait que 30 mètres cubes de bois ; les oscillations qu'il subissait pendant le coulage du béton étaient très nuisibles à l'opération.

### Bétonnage du radier.

A la tête aval de l'écluse on avait ménagé, dans le sens transversal de celle-ci, une plateforme au niveau des rives et que les barques destinées au transport du béton pouvaient aborder aisément.

Les ingrédients du béton étaient déposés par couches régulières sur la plateforme, retournés deux à trois fois à la pelle et puis jetés sur le plancher de la barque-transporteur établi à $1^m,20$ au dessus du niveau de l'eau. Le mélange des ingrédients était poursuivi par

l'effet de la chute de $2^m,50$ de hauteur à laquelle ils étaient soumis.

Lorsque la barque avait reçu son plein chargement, lequel était de $13^{m3},50$ environ, elle était amenée à côté du radeau et le béton, repris une dernière fois à la pelle, était jeté dans la trémie.

Le béton présentait, après cette dernière manipulation, un bon aspect.

Le béton du radier de l'écluse a été coulé d'un jet, par bandes transversales de $2^m,20$ à $2^m,40$ de largeur, en se dirigeant de l'amont vers l'aval.

A certains moments, cette dernière dimension a été portée à $2^m,80$, mais bien à tort, ainsi qu'on le verra ultérieurement.

Deux cabestans installés sur les rives réglaient les mouvements de la trémie. Pour avancer vers la rive droite, on agissait sur le cabestan de cette rive et l'ouvrier du cabestan de la rive gauche se bornait à lâcher la chaîne de celui-ci, tout en la tenant convenablement tendue.

Dès qu'on observait un certain mouvement de descente dans le béton qui remplissait intégralement la trémie, ou dans le bourrelet de béton placé au dessus de celle-ci, on arrêtait net le mouvement en avant du radeau et l'ouvrier du cabestan de la rive opposée serrait vivement la chaîne de celui-ci, de manière à ramener le radeau en arrière et prévenir de la sorte l'échappement excessif du béton à l'orifice inférieur de la trémie, ainsi que le dégorgement complet de celle-ci.

Il importe, en effet, dans le coulage du béton par trémie, de faire en sorte que jamais le béton ne descende à l'intérieur de celle-ci en dessous du niveau de l'eau.

Les deux cabestans précités ne pouvaient suffire pour maintenir la trémie dans la direction de la bande

à couler. Pour atteindre ce résultat, on attachait le radeau par l'intermédiaire d'un câble de 50 mètres de longueur minimum, successivement à 2 pieux battus sur le batardeau d'amont à 4 mètres de part et d'autre de l'axe longitudinale de l'écluse. La longueur de ce câble restant constante pendant le coulage d'une bande, celle-ci se composait en réalité de deux parties annulaires d'une longueur de 9 à 10 mètres, d'un rayon minimum de 50 mètres et dont, en conséquence, la flèche était très petite.

Pour passer d'une bande à une autre, on agissait prudemment sur un troisième cabestan établi sur le batardeau d'aval, de façon à ne pas faire descendre le béton dans la trémie au dessous du niveau de l'eau.

Au fur et à mesure de l'avancement de la trémie dans le sens de la longueur de l'écluse, on lâchait le câble fixé à l'un des pieux battus dans le batardeau d'amont.

Cette dernière opération était fort délicate et devait être conduite avec une excessive prudence, sinon la trémie se vidait entièrement. Ce n'est qu'après un certain nombre d'essais que cette opération a été conduite quelque peu régulièrement.

La facilité désolante avec laquelle la trémie se désemplissait pendant les manœuvres, tient à l'épaisseur de $1^{m},25$, relativement forte, de la couche coulée d'un jet et à la sensibilité relative du radeau supportant la trémie.

En donnant à la couche à couler une épaisseur notablement moindre et en rendant le radeau plus massif, les dégorgements seraient moins à redouter.

### Bétonnage des batardeaux longitudinaux.

Après le battage de l'enceinte en pieux jointifs,

nous avons constaté que l'on pouvait, sans compromettre les talus de la fouille, descendre les déblais à l'intérieur de l'enceinte jusque vers la cote + 1.40 ⓩ. Cette considération nous a déterminé à ne couler les batardeaux longitudinaux sous eau que jusqu'à cette cote.

Ces batardeaux ont été coulés en deux fois. La partie inférieure était arasée à la cote + 0.40 ⓩ, tandis que la supérieure atteignait la cote + 1.40 ⓩ. Chacune de ces parties contenait approximativement 3 mètres cubes de béton par mètre courant.

Pour régler les mouvements de la trémie pendant le coulage, on a installé à la tête amont et à la tête aval de l'écluse un cabestan dont la chaîne était fixée à la trémie. Les manœuvres étaient identiques à celles décrites plus haut pour le coulage des bandes transversales du radier.

Pour maintenir le radeau à la distance voulue de la file longitudinale de pieux, on se servait de gaffes et d'un troisième cabestan installé sur la rive voisine de cette file.

Le coulage du béton des batardeaux a marché avec une régularité suffisante.

Lorsque l'opération était poursuivie sans incidents, on coulait environ 200 mètres cubes de béton par journée de 24 heures.

Commencé le 9 mai 1883, le bétonnage sous eau était terminé le 2 juin suivant.

Après avoir laissé durcir le béton pendant 55 jours à compter de l'achèvement complet du coulage, soit jusqu'au 26 juillet 1883, on a entamé les épuisements.

Ceux-ci ont été faits très lentement, de manière à soumettre les terrains environnants à un bon drainage.

Dès que les eaux dans la fouille étaient ramenées à

la cote + 1.40②, on a commencé le nettoyage du béton des batardeaux longitudinaux.

On se servait, à cette fin, de l'eau de la fouille qui était projetée sur le béton à l'aide d'escopes. Ce nettoyage a été poursuivi jusqu'au moment où le radier général était mis à nu, soit jusqu'au 2 août 1883.

Le béton des batardeaux se présentait dans des conditions relativement satisfaisantes ; toutefois, les talus de ceux-ci, dont l'inclinaison se rapprochait de 45 degrés, étaient fortement délavés et tapissés d'une couche de pierrailles et de briquaillons qu'aucune trace de mortier ne cimentait entre eux.

La surface supérieure du dit béton était convenablement dressée et accusait nettement l'action régulatrice des rouleaux compresseurs dont la trémie était pourvue.

Le nettoyage du radier a été beaucoup plus laborieux.

Une fausse manœuvre opérée en faisant sortir les barques-transporteurs et la drague de la fouille, avait amené sur le radier une couche de sable atteignant vers l'amont $0^m,15$ d'épaisseur.

Sous ce sable se tenait une couche de laitance dont l'épaisseur variait de $0^m,35$ à $0^m,45$.

Cette dernière dimension n'était toutefois atteinte que vers l'aval de l'écluse où s'était terminé le bétonnage du radier et des batardeaux.

La consistance de cette matière était suffisante pour lui permettre de garder une forme propre ; elle se laissait entamer à la pelle.

L'enlèvement de la laitance a fait reconnaître qu'elle se composait presque exclusivement de chaux et qu'elle comprenait trois couches distinctes superposées, d'épaisseur quasi uniforme ; en nettoyant le fond de la fouille, nous avons reconnu que ces trois couches s'arrêtaient latéralemont au pied des batardeaux en béton.

Nous estimons à 450 mètres cubes le volume de la matière qu'il a fallu enlever pour arriver au béton vif du radier. En y ajoutant une cinquantaine de mètres cubes de laitance enlevée préalablement par pompage, on arrive à un déchet total de 500 mètres cubes produit par le coulage du béton sous eau.

Pour faire comprendre combien ce déchet est relativement grand, quelques explications sont indispensables.

Le cube de béton coulé tant pour le radier général que pour les batardeaux longitudinaux peut être évalué à 3,500 mètres cubes (1).

D'autre part, le béton était composé de trois parties de pierrailles, trois parties de briquaillons et quatre parties de mortier, le tout trituré jusqu'à ce que la masse fût réduite aux 7/10 de son volume.

Le mortier de l'espèce dite de « trass fort », était composé de trois parties de chaux et deux parties de trass.

Il résulte de ces indications que la quantité de chaux éteinte mise en œuvre a atteint 1,200 mètres cubes. Ce serait toutefois une erreur de croire que le déchet total de 500 mètres cubes, dont il est parlé plus haut, correspond au 5/12 de la chaux employée, car la laitance renferme une quantité d'eau de composition atteignant environ la moitié de son poids.

Tâchons maintenant de nous rendre compte de la

(1) En calculant avec les éléments des dessins annexés à cette notice le cube de béton qui était à couler, on arrive à un chiffre plus élevé que 3,500 mètres cubes. La différence s'explique par les circonstances relatées ci-après :

1° Ainsi qu'on l'a dit antérieurement, le béton des batardeaux longitudinaux a été arasé à la cote + 1.40 (Ξ), alors que suivant le projet il aurait dû s'élever jusqu'à la cote + 2.61 (Ξ) ;

2° La présence de blocs de pierre de sable en formation dans le coin aval de droite de l'écluse n'a pas permis de mettre cette partie, d'une superficie approximative de 120 mètres carrés, à profondeur avec la drague à vapeur ; il a fallu circonscrire à l'aide de béton coulé l'emplacement de cette espèce de roche, enlever celle-ci à ciel ouvert et y couler le béton à sec ;

3° La couche du radier général n'a eu que 1m.25 d'épaisseur.

formation des trois couches distinctes observées dans la laitance recouvrant le radier.

Le passage du béton dans la trémie et spécialement son étalement à la sortie de celle-ci sur un talus atteignant $1^{m},25$ de hauteur, doivent avoir eu pour conséquence de disjoindre partiellement les éléments constitutifs du mortier pendant le coulage du radier général. La chaux, à raison de sa petite densité, aura été tenue en suspension dans l'eau. Elle venait d'ailleurs colorer celle-ci jusqu'à sa surface.

Le dépôt de cette chaux aura formé la première couche de laitance.

En coulant la partie inférieure des batardeaux, le béton aura chassé devant lui la chaux délavée se trouvant à l'emplacement qu'ils devaient occuper. Ce qui autorise cette supposition, c'est le fait, relaté ci-dessus, que la laitance s'arrêtait latéralement au pied des batardeaux longitudinaux.

Cette chaux molle aura été renvoyée vers le milieu du radier pour y former, avec la laitance provenant du coulage de la partie inférieure des batardeaux, la deuxième couche de ce produit.

Le coulage de la partie supérieure des batardeaux aura, pour des motifs semblables, donné naissance à la troisième couche de laitance.

Le béton du radier était de qualité bien inférieure à celui des batardeaux. Sa cohésion n'était pas grande; les éléments constitutifs du mortier semblaient fortement désunis par suite du coulage. Nous pouvions le broyer sous l'action des doigts.

La période de durcissement que nous avions stipulée au cahier des charges était de trois mois; c'est à la demande et sous la responsabilité exclusive des entrepreneurs, que cette période a été réduite à 55 jours. L'expérience a prouvé qu'il aurait mieux valu s'en tenir aux trois mois prescrits.

Les sources que nous avons eu à traiter n'ont été ni nombreuses ni importantes. Toutes, à l'exception d'une seule, ont pu être étouffées par action directe et cela avant la pose du dallage du radier. La plus forte a dû être conduite vers le bajoyer où elle a été étouffée avant que les maçonneries ne fussent élevées à plus de $0^m,80$ au dessus du radier.

Ces diverses sources sont arrivées indistinctement par les intervalles que les bandes du radier avaient laissés entre elles en certains endroits.

Ce fait prouve que les entrepreneurs ont eu tort de vouloir, nonobstant nos recommandations, couler d'un jet des stries atteignant jusqu'à $2^m,80$ de largeur. Pour éviter la formation de creux entre les bandes consécutives, il conviendrait de donner à celles-ci une largeur inférieure à celle de la trémie.

En terminant cette notice, nous croyons pouvoir recommander pour le coulage du béton sous eau à l'aide de trémies :

1° De ne donner aux couches coulées d'un jet qu'une épaisseur maximum de $0^m,75$ ;

2° De prescrire que le remplissage initial de la trémie doit se faire obligatoirement au moyen de caisses ;

3° De faire enlever les laitances au fur et à mesure de leur formation, ou tout au moins dès que leur volume au pied du béton en voie de coulage atteint une certaine importance ;

4° De purger de toute laitance la surface supérieure des couches de béton coulées avant de couler la couche suivante ;

5° De donner aux bandes à couler une largeur inférieure à celle de la trémie.

Février 1887.

# NOTICE

SUR UN

# SYSTÈME D'ÉCLUSE A DOUBLE SIPHON

PAR

J. NYSSENS-HART

Ingénieur des Ponts et Chaussées.

---

## § 1er. — Préliminaires.

L'alimentation d'un canal à point de partage présente souvent des difficultés techniques et financières considérables ; il faut, en effet, faire face aux pertes continuelles dues à la triple cause de l'*évaporation,* de l'*infiltration des eaux* et de la *navigation* elle-même.

L'*évaporation* dépend de la surface des biefs, de la température et de l'état hygrométrique de l'air. Il est toujours possible de calculer avec quelque approximation la déperdition à laquelle elle donne lieu, en partant des chiffres qui correspondent à l'état atmosphérique d'une contrée, pendant les périodes les plus défavorables.

L'*infiltration* des eaux — et nous comprenons sous cette rubrique les fuites aux portes d'écluses, — varie avec la nature du sol, avec le niveau du canal par rapport au terrain environnant, avec le bon état ou la vétusté des portes des écluses, etc.

Les cas sont rares où l'on se soit trouvé dans l'impossibilité de lutter avec plus ou moins de succès, contre ces causes naturelles de déperdition. Si, à la vérité,

l'action de l'ingénieur est moins puissante contre l'évaporation, elle peut, au contraire, s'exercer contre la filtration par des moyens simples, bien que parfois coûteux : plantations, gazonnages, revêtements de talus, etc., etc.

L'*éclusage des bateaux* est, à son tour, une cause d'abondantes saignées aux biefs supérieurs des canaux, et ici toute incertitude disparaît, quant à l'évaluation du chiffre.

Sans rappeler le calcul élémentaire de la quantité d'eau que nécessite l'éclusage d'un bateau, il n'est pas inutile de s'en remémorer les résultats.

On sait que si un bateau montant se présente devant une écluse dont les eaux sont au niveau du bief d'aval, il faudra, pour l'élever de la hauteur $H$ qui sera la chute de l'écluse, et le faire passer ensuite dans le bief d'amont, emprunter à celui-ci une quantité d'eau

$$SH + v.$$

$S$ étant la surface du sas de l'écluse, et $v$ le volume immergé du bateau.

Si, au contraire, devant la même écluse, le bateau se présente à la descente, l'emprunt au bief d'amont sera

$$SH - v.$$

Ainsi, pour produire l'effet utile d'élever un bateau du bief inférieur au bief supérieur, c'est-à-dire pour produire le travail

$$1000 \times v \times H$$

il faut dépenser un travail (en supposant les deux biefs indéfinis)

$$1000\,(SH + v)\,H \qquad (1)$$

Le rendement de la machine qu'on nomme écluse est donc de

$$\frac{1000\,vH}{1000\,(SH+v)\,H} = \frac{v}{SH+v} = \frac{1}{1+\frac{SH}{v}}$$

rendement d'autant plus faible que $v$ est moindre, c'est-à-dire que le bateau est moins chargé, et que la chute $H$ de l'écluse est plus forte.

L'éclusage par une écluse de 44m,80 de longueur, 5m,20 de largeur où

$$S = 232^{m^2}.90,\ H = 5 \text{ mètres et } v = 300 \text{ mètres cubes}$$

donnerait comme rendement

$$\frac{1}{1 + \frac{232.90 \times 5}{300}} = \frac{1}{1 + 3.88} = 0.205$$

chiffre extraordinairement peu élevé.

La formule (1) nous montre que le travail perdu est $1000\ SH^2$, et correspond au prisme d'éclusée $SH$, qui s'écoule inutilement de l'amont à l'aval.

Ce qu'il importe de retenir au point de vue de notre étude, c'est moins ce travail perdu, cette insuffisance de rendement, que la perte constante du volume d'eau $SH$.

Si l'écluse est une machine bien imparfaite, ce n'est pas d'aujourd'hui que l'on s'en aperçoit. Dès longtemps son faible rendement a frappé les ingénieurs. Mais qu'importait ce point, si le canal était assez riche pour faire face à ce gaspillage d'eau? L'invention des écluses à sas, avec leur manœuvre simple et leur mécanisme rudimentaire, n'avait-elle pas rendu d'assez grands services pour qu'on lui pardonnât son imperfection? Les premiers canaux auxquels on les appliqua étaient assez abondamment pourvus d'eau, pour qu'on ne cherchât pas à se prémunir contre la prodigalité.

Ce fut en 1439, dit-on, que, pour faciliter le transport des marbres du dôme de Milan, Philippe Visconti fit construire, près de cette ville, par les ingénieurs Philippe de Modène et Fioravante de Bologne, l'écluse

dite de Viarenna. Elle rachetait une chute de 3 mètres entre le Laghetto Vecchio et le Laghetto Nuovo. Léonard de Vinci répandit bientôt après l'usage de l'écluse ; d'aucuns prétendent même qu'il en est le véritable inventeur.

Dès 1477 on entamait la construction du canal de Bruxelles au Rupel avec ses quatre écluses à sas, et vers le milieu du XVIe siècle, les écluses apparurent en France et bientôt après en Angleterre ; elles produisirent dans la construction des voies de navigation une révolution profonde, et il devint possible d'exécuter, pour relier entre eux plusieurs bassins hydrographiques, des projets vainement caressés jusqu'alors. Au lieu de longer dorénavant les rivières, dont ils ne constituaient que de véritables coupures destinées à y améliorer la navigation, les canaux gravirent désormais les versants des vallées ; à une navigation par lâchures, qui exigeait des quantités d'eau considérables, on substituait un régime relativement économique, et plusieurs faîtes furent atteints par ces gigantesques gradins d'eau, dont chaque écluse constitue une marche.

C'est de cette période que datent le canal de Bruxelles au Rupel (1477-1561), le canal de-Briare (1605-1642) qui relie la Seine à la Loire, et dont les ressources d'alimentation ont été singulièrement accrues depuis sa construction ; le canal du Languedoc dont le premier projet remonte à 1539 et qui ne fut exécuté par Riquet que 130 ans plus tard, le canal d'Ypres à l'Yser (1640), etc., etc.

Sur ce dernier canal, qui a son origine à Ypres et dont le bief amont n'a que 4 1/2 kilomètres de longueur, est établie, à Boesinghe, une écluse de $6^{m},50$ de chute. L'appauvrissement du bief, par suite de la navigation, en rendait l'alimentation fort difficile, et ici se

place la première tentative des ingénieurs pour économiser l'eau perdue par l'éclusage des bateaux.

On eut recours à un bassin d'épargne accolé à l'écluse, où l'on mit en réserve le 1/3 d'une éclusée, pour en faire profiter la suivante. Le système était ingénieux et fort simple. Il a été employé en Belgique sur plusieurs voies de navigation : canal de Pommerœul à Antoing, d'Ath à Blaton, etc., il vient encore d'être mis en pratique dans la construction du canal du Centre, où l'on a accolé au sas des écluses, deux bassins d'épargne.

A côté de l'avantage de ce système se présente immédiatement, comme inconvénient, la durée plus grande de l'éclusage. Cet accroissement de durée est tel, qu'il n'est guère pratique d'avoir recours à plus de deux bassins d'épargne, — auquel cas l'économie d'eau n'atteint que la 1/2 de l'éclusée ; — aussi une navigation active s'accommode-t-elle difficilement de ce système.

La question était depuis longtemps stationnaire lorsque, en 1788, on construisit entre le canal de Ketley et le canal de Shropshire, un plan incliné rachetant sur une longueur de 204 mètres, une chute de 78 pieds ($22^m$,25). C'était créer un appareil nouveau dont le succès étendit l'application à plusieurs cas où, sur une faible longueur, il faut racheter une différence de niveau considérable. Sur ce plan incliné se mouvait un chariot portant à sec le bateau à déplacer.

En l'an VIII, de Solages et l'abbé Bossu présentèrent à l'Institut une écluse à double sas, dont l'un servait de contrepoids à l'autre.

Cet appareil « étant toujours en équilibre, n'exigeait « qu'une très petite force pour les faire alternative- « ment monter et descendre, et une dépense d'eau peu « considérable » (1).

(1) Détails extraits du *Bulletin de la Société d'encouragement*, 1809.

Seize mois plus tard, les inventeurs soumirent au même corps savant, une nouvelle écluse « dont le sas, « mobile entre le bief supérieur et le bief inférieur, est « supporté verticalement par un caisson plongeant dans « l'eau d'un puits, dont le mouvement de descente ou « d'ascension est produit par une addition ou une sous- « traction d'eau dans le sas » (1).

Le gouvernement français l'a fait exécuter sur le petit canal du Creusot, où elle rachète une chute de $6^m,50$ entre ce canal et le canal du Centre. La durée de la manœuvre n'est que de 4 minutes, et la dépense d'eau pour l'éclusage de deux bateaux de 15 à 20 tonnes montant et descendant, n'est que de 3 mètres cubes (2).

Cette description sommaire rappelle, d'une manière assez nette, le principe des ascenseurs modernes qui réalisent la conception de Solages et Bossu, dans des proportions que les inventeurs n'auraient guère osé rêver.

Ils abandonnèrent d'ailleurs cette idée, pour revenir aux plans inclinés, et ils proposèrent en 1808 à la *Société d'encouragement*, un système où l'ancienne plate-forme, qui recevait le bateau, était remplacée par le sas de l'écluse, lui-même équilibré par des contrepoids. La description détaillée s'en trouve au *Bulletin de la Société d'encouragement*, 1809.

En 1807, de Bétancourt avait imaginé de produire la variation du niveau dans le sas, par l'immersion ou l'émersion d'un volumineux plongeur, qui descend et monte dans un bassin latéral au sas. Pour faciliter la manœuvre, le plongeur était équilibré par un contrepoids (3).

(1) Compte-rendu des séances de l'Académie des sciences, 1847.
(2) Détails extraits du *Bulletin de la Société d'encouragement*, 1809.
(3) *Bulletin de la Société d'encouragement*, 1847.

Busby en Angleterre (1813), et après lui Girard en France (1844), reprirent le problème : leur plongeur était creux, à deux compartiments superposés où s'épandaient, à l'aide de siphons et pendant la descente, les eaux des biefs amont et aval, pour retourner presque intégralement à leurs biefs respectifs pendant l'opération inverse. L'administration française fit, paraît-il, l'acquisition du système, mais elle ne l'a point utilisé.

En 1830, M. Burdin, ingénieur au corps royal des mines de France, imagina un dispositif pour appliquer aux écluses le principe du double siphon : nous nous y étendrons plus loin avec quelques détails.

On ne pourrait, enfin, passer sous silence l'ingénieuse invention de M. le marquis de Caligny, qui utilise la force vive de l'eau en mouvement dans des larrons annexés à l'écluse, pour restituer au bief supérieur, pendant la vidange du sas, une partie des eaux que l'éclusage lui emprunte, et prendre de même pendant le remplissage de celui-ci une partie des eaux du bief d'aval.

Cette invention a eu les honneurs de l'expérimentation, et depuis 20 ans, l'écluse de l'Aubois sur le canal latéral de la Loire, est munie de l'appareil imaginé par M. de Caligny. L'administration française et l'Académie des sciences ont rendu compte des expériences fort intéressantes qui y ont été exécutées, et des perfectionnements successifs qui y ont été apportés. Dans un rapport sur une communication de M. l'inspecteur général honoraire des ponts et chaussées Vallès, M. de Saint-Venant, tout en rendant hommage au mérite de l'invention, semblait éprouver en 1869 quelque hésitation à en affirmer le caractère pratique : il laissait au temps le soin de décider « si le procédé « devait devenir usuel dans tous les lieux et dans tous

« les temps, où les voies navigables artificielles souf- « frent de la pénurie d'eau ».

Nous croyons que l'écluse de l'Aubois est jusqu'à présent la seule où aient été mises en pratique les idées de M. le marquis de Caligny.

A quoi faut-il attribuer ces multiples insuccès?

Sans doute, en grande partie, à l'oubli dans lequel on a, pendant de nombreuses années, laissé les voies navigables. L'écluse primitive avec sa manœuvre simple, son mécanisme peu compliqué, était bien l'outil qu'on pouvait confier à un éclusier souvent ignorant; outil peu délicat, sinon grossier, qu'on abandonnait sans souci loin de toute surveillance.

Aussi, tandis que depuis un demi-siècle, l'activité des ingénieurs s'est très vivement portée vers les perfectionnements à introduire dans l'exploitation des voies ferrées, tandis que le moindre détail des chemins de fer est l'objet des plus minutieuses études, ce n'est que dans ces dernières années que les constructeurs de canaux songèrent à introduire dans leurs projets des dispositifs qui tranchent notablement avec les idées d'autrefois.

C'est qu'aujourd'hui la mécanique industrielle ne recule plus devant les difficultés de la construction; et il n'est guère de conception, si hardie soit-elle, qui ne trouve dans l'industrie ses moyens d'exécution.

C'est encore que l'instruction et les progrès de la science se répandent de plus en plus, et tel n'eût été, il y a cinquante ans, qu'un triste éclusier perdu dans les contrées inaccessibles, qui conduit aujourd'hui avec sûreté et sang-froid les gigantesques locomotives, dont les mécanismes et les multiples organes eussent effrayé alors de meilleurs esprits.

La construction des ascenseurs du canal du Centre en Belgique, et des Fontinettes en France, montre

assez que les ingénieurs ont résolûment rompu avec d'anciennes traditions, et témoigne de l'importance qu'ils attachent aujourd'hui aux voies de navigation, et aux ouvrages qui en font partie. C'est ce qui nous a engagé à pousser nos recherches de ce côté.

Notre travail n'était au début qu'une étude théorique; mais au cours de nos opérations, nous avons été bientôt tenté de la traduire d'une manière pratique, en combinant le mécanisme de l'écluse à double siphon qui fait l'objet de ce mémoire.

## § 2. — Principe de l'écluse a double siphon.

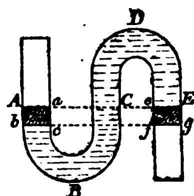


Fig. 1.

Si dans un tube doublement recourbé (fig. 1), nous introduisons de l'eau par la branche *AB*, le liquide s'établira de manière à occuper l'espace *ABC*, les surfaces *A* et *C* se mettant de niveau. Si nous amorçons ensuite le siphon *CDE* de manière à arraser le liquide en *E*, au même niveau que les tranches *A* et *C*, la colonne totale *ABCDE* restera en équilibre, à la condition que le tube ait un diamètre suffisamment petit, pour que la capillarité établisse entre les molécules liquides de la surface *E*, une cohésion capable de la maintenir suspendue.

Si le diamètre du tube était plus grand, il suffirait d'établir cette cohésion par un moyen factice, par exemple par un piston sans poids. Ce piston ne serait soumis à aucune pression, ni de la part de la masse liquide qu'il semble supporter, ni de la part de l'air atmosphérique inférieur : son rôle unique est de maintenir la cohésion parmi les molécules liquides de la surface *E*.

Une modification de la pression sur la surface *A* déterminera dans la colonne liquide *ABCDE*, un mouvement dans un sens ou dans l'autre, suivant que la pression nouvelle sera supérieure ou inférieure à la pression atmosphérique agissant sur *E*.

Supposons que la pression dans le tube *AB* devienne supérieure à celle qui règne en *E*; les surfaces libres *A* et *E* s'abaissent simultanément : la branche *AB* se vide et la branche *DE* se remplit. Tout se passe, en définitive, comme si les tranches liquides *Aabc* de la branche *AB* se déplaçaient en *Eefg* dans la branche *DE*.

Mais dans ce mouvement, les surfaces *A* et *E* restent invariablement au même niveau (si les sections des branches *AB* et *DE* sont égales) et le centre de gravité du système reste rigoureusement sur une même horizontale. Les effets que nous venons de décrire, — il est essentiel de le noter en passant, — se manifestent de la même façon lorsque, au lieu de produire une variation de pression sur la surface *A*, on provoque une variation semblable, mais inverse, sur la surface *E*.

La première application de ce principe aux écluses, nous l'avons rappelé plus haut, est due à Burdin (1).

Cet ingénieur disposait, à côté de l'écluse, en communication avec le sas, une cuve circulaire recouverte par une charpente supportée par trente-neuf piliers. Ceux-ci traversaient un piston, mobile dans la cuve, et lui servaient de guides.

Le piston n'était point équilibré, mais simplement suspendu dans le réservoir et abandonné à lui-même. Burdin faisait observer, en effet, que si le piston — que dans notre exposé théorique, nous avons supposé être

(1) Nouveau système d'écluse évitant toute perte de force vive, par M. Burdin. 1830.

sans poids, — est pesant, l'équilibre dans le double siphon existera si, dans la branche où se meut le piston, le niveau de celui-ci est plus haut que le niveau d'eau de l'autre branche, d'une quantité $x$, donnée par la formule $x = \frac{Q}{s \times 1000}$, où $Q$ est le poids du piston et $s$ sa surface.

Le système de Burdin se représente par le croquis suivant (fig. 2) qui est la reproduction des dispositions indiquées par l'auteur sur le plan annexé à sa notice.

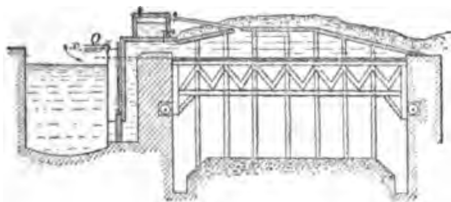


Fig. 2.

« Cet appareil, comme on le voit, dit l'auteur « (page 10), n'étant autre chose que le double siphon, « l'équilibre aura lieu si le niveau du sas est le même « que celui du piston, remplacé par une tranche « liquide de même surface, et d'une épaisseur $x$; et « pour opérer l'écoulement du sas dans le réservoir et « du réservoir dans le sas, il suffira tout simplement « d'ajouter ou de retrancher une très petite tranche « d'eau dans l'écluse. »

Pour réaliser cette manœuvre, après avoir verrouillé les portes de manière à leur permettre de supporter une pression en sens opposé à celui dans lequel elles sont busquées, l'éclusier introduit dans le sas, ou soutire de celui-ci à l'aide de pompes, une tranche d'eau de hauteur convenable. Il arrête le mouvement, en fer-

mant, au moment voulu, la vanne placée sur le tuyau de communication du sas avec le réservoir.

Cet appareil si ingénieux passa à peu près inaperçu, au point de n'avoir qu'un intérêt historique dans l'énumération des systèmes d'écluses.

En l'étudiant de près l'on voit que, indépendamment des défauts de construction qu'il présentait, il était d'une manœuvre extrêmement dangereuse, à raison de l'équilibre instable qui résultait de la suspension du piston ; et si — chose bien malaisée — l'éclusier n'arrêtait le mouvement au moment précis que lui fixe la théorie, la chute du piston avec l'eau qui le surmonte était la conséquence inévitable de la moindre distraction. C'est un inconvénient que Burdin avait prévu : « Le seul accident possible, dit-il, est la chute du « piston, qui serait reçu sans dommage sur un terrain « mou et uni, ou sur du gravier immédiatement au « dessous de sa course ».

On ne pourrait guère, en pratique, se contenter de cette solution.

Nous avons repris le principe, au rebours de Burdin : à un piston suspendu nous avons substitué un piston soutenu et équilibré; au lieu de produire le mouvement par une augmentation ou une diminution de pression dans le sas, nous le produisons en provoquant des modifications de pression semblables, sur la surface même du piston.

Enfin, nous nous sommes tout particulièrement attaché à rendre la manœuvre rapide, facile et sans danger.

Considérons le sas d'écluse fermé *A* du croquis schématique ci-joint (fig. 3) comme l'une des branches du double siphon, l'autre branche est représentée par une cuve circulaire couverte *B*, de même surface que le sas. Les deux branches sont mises en communica-

tion par des tuyaux en *s* réalisant le double siphon *C*.

Dans la cuve circulaire se meut un plateau ou piston *D*, qu'équilibre un contrepoids *E* par l'intermédiaire de la pression hydraulique.

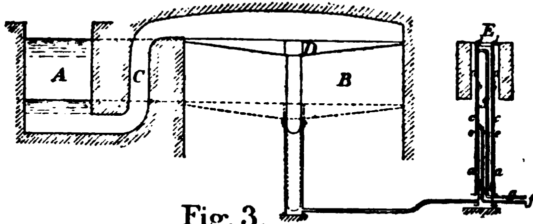


Fig. 3.

Supposant l'appareil amorcé, dans la position de la fig. 3; nous savons qu'il suffira, pour mettre la masse liquide en mouvement, de modifier la pression sur la surface du piston et, par conséquent, de rompre l'équilibre qui existe entre le piston et son contrepoids, en agissant sur ce dernier. Pour réaliser cet effet, le contrepoids a reçu la disposition suivante :

Une gaîne *aaaa*, convenablement chargée, se meut sur une colonne creuse *bb* fixe, qu'elle embrasse exactement en *cc*. Cette colonne porte elle-même en deux de ses points des boîtes à bourrage *dd*, *ee*, qui forment, avec celle *cc* de la gaîne, deux espaces annulaires *ccdd*, *ccee*, dans lesquels les tuyaux *f* et *g* peuvent amener de l'eau sous pression.

En injectant cette eau par le tuyau *f*, par exemple, dans l'espace *ccee*, la pression s'exercera sur la surface annulaire *cc* en soulevant le contrepoids, et fera ainsi descendre le piston *D*, qui entraîne la masse liquide dans son mouvement.

L'injection par le tuyau *g*, au contraire, reporterait la pression d'eau sur la surface annulaire *cc* dans un sens qui augmenterait le poids du contrepoids. On

remarquera que ces pressions agissent dans l'axe même de l'appareil, puisqu'elles sont symétriquement réparties autour de cet axe.

Observons dès à présent que le travail à effectuer dans la manœuvre consistera uniquement à vaincre :

1° La force d'inertie de la masse liquide et des pièces métalliques à mouvoir;

2° Les résistances mises en jeu dans les tuyaux de communication entre le sas et la cuve (étranglements, coudes, etc.);

3° Les frottements du piston contre la cuve, et des diverses pièces métalliques dans leurs boîtes à bourrage.

Nous avons, en effet, constaté plus haut, que le centre de gravité de la masse liquide reste rigoureusement au même niveau; le déplacement du prisme d'éclusée ne donne donc naissance à aucun travail résistant.

En principe la manœuvre sera la suivante :

Le sas étant rempli et le piston au haut de sa course, un bateau du bief amont s'introduit dans l'écluse; on ferme les portes et l'on ouvre le robinet qui met en communication avec l'eau sous pression le conduit *f*; le contrepoids est allégé, le piston s'abaisse et la masse liquide passe du sas dans la cuve.

Lorsque le niveau d'aval est atteint, on ferme le robinet d'eau sous pression, et le mouvement cesse (des freins et mécanismes automatiques réalisent cet effet). Pour faire la manœuvre inverse il suffira d'ouvrir le robinet du tuyau *g*, et l'eau accumulée au dessus du piston rentrera dans le sas.

Pendant ces manœuvres, le prisme d'éclusée que nous avons représenté au début de cette étude par *SH*, a donc passé alternativement et horizontalement du sas dans la cuve, et de la cuve dans le sas.

Rappelons ici la formule (1) de la page 302, qui donne le travail moteur dépensé, pour élever un bateau du bief inférieur au bief supérieur :

$$T_m = 1000\,(SH + v)\,H$$

Avec le dispositif nouveau, $SH$ ne se déplace qu'horizontalement, le multiplicateur $H$ devient nul en ce qui le concerne, et on a pour travail moteur :

$$T_m = 1000\,vH$$

précisément égal au travail utile,

Le rendement de l'appareil est donc égal à 1, abstraction faite des résistances, que nous aurons l'occasion de formuler plus tard.

Après cet exposé sommaire de l'application du principe, passons à la description détaillée de l'écluse à double siphon.

## § 3. — Description de l'écluse a double siphon.

*Sas.* — Le projet se rapporte à une écluse de $44^m,80$ de longueur entre buscs et de $5^m,20$ de largeur; sa chute, de 5 mètres, atteindra parfois $5^m,20$, par suite de la variation des biefs d'amont et d'aval que nous admettrons pouvoir être de $0^m,10$ au dessus et au dessous des niveaux normaux.

La surface du sas est ainsi de $232^{m2},96$ et le prisme d'eau qu'on perdrait à chaque éclusée serait de :

$$232^m,96 \times 5.00 = 1164^{m3},80$$

Le sas de l'écluse ne présente d'autre disposition spéciale qu'un évidement dans le radier, au droit des tuyaux qui débouchent dans le bajoyer : la planche X le montre en plan et en coupe transversale. Cette disposition est destinée à faciliter, lors de l'éclusage d'un bateau chargé, la communication du sas avec les tuyaux.

Le sas est en communication avec une cuve circulaire — de même surface que lui ($232^{m^2},96$) et d'un diamètre de $17^m,22$ — au moyen de trois conduites en fonte de $1^m,40$ de diamètre, munies chacune d'une vanne qui permet de l'isoler. Les extrémités de ces conduites, qui débouchent, d'une part, dans le sas, au bas des bajoyers, et d'autre part, au sommet de la cuve, sont aplaties et élargies de manière à conserver la même section que dans la partie circulaire. Ces modifications dans la forme de la section se justifient savoir : du côté du sas, pour diminuer la hauteur des bajoyers tout en laissant libre, pendant l'éclusage d'un bateau chargé, la section d'entrée du tuyau ; du côté de la cuve, afin de réduire la hauteur du ciel de la cuve au dessus du niveau des eaux du bief amont ; nous verrons qu'il est utile de limiter cette hauteur au minimum.

*Cuve.* — La cuve circulaire (pl. XI et XII) en maçonnerie de briques, est revêtue intérieurement d'un cuvelage en tôle de $0^m,010$ d'épaisseur, ancré dans les murs, pour résister aux pressions extérieures ; elle est couverte au moyen d'une charpente de poutres légèrement cintrées et convenablement entretoisées, supportant une couverture en tôle étanche, qui forme le ciel de la cuve.

Ce n'est donc, en réalité, qu'une cloche de gazomètre, — de moyenne dimension, — qui ferait triste figure à côté de sa congénère de 50 mètres de diamètre qui existe à l'usine à gaz de la ville de Bruxelles.

La charpente est calculée pour résister à l'excès de la pression atmosphérique extérieure sur la pression intérieure qui s'exerce sur le ciel, lorsque le piston est arrivé au bas de sa course. Cette pression vaut dans notre projet $0^k,585$ par centimètre carré.

*Plateau-piston.* — Dans cette cuve se meut, avec un

léger frottement, un plateau-piston (pl. XII) composé de 16 poutres de profil convenable, divergeant d'un tourteau central, avec lequel elles sont assemblées de manière à réaliser autant que possible un encastrement. Entretoisées par une série de fers U, elles sont, de plus, portées par des contrefiches qui prennent appui sur la tige du piston.

Cette charpente est recouverte au moyen d'une tôle de fer de $0^m,005$, soigneusement matée. En marche normale, la pression qui s'exercera sur le piston est faible, nous verrons qu'elle n'atteint que $0^k,0048$ par centimètre carré, mais au moment de l'amorçage de l'appareil, le piston aura à supporter le poids d'une tranche d'eau de $0^m,85$. C'est la donnée qui servira de base au calcul de ses dimensions.

La tige du piston, d'un diamètre de $1^m,165$, est en fonte, creuse, et se meut dans une presse en fonte d'un diamètre intérieur de $1^m,20$ et d'une épaisseur de $0^m,070$. La pression normale qui y règne est de 5.5 atmosphères environ.

Le piston frotte contre le cuvelage par l'intermédiaire d'une garniture que nous décrivons avec quelques détails.

Le problème se posait dans des conditions assez complexes : l'opération de l'éclusage exige, comme nous l'avons vu, la production à la surface du piston, d'une pression ou d'une dépression suffisante pour vaincre les résistances qu'oppose au mouvement la masse liquide. Avant tout, la garniture doit donc presser assez énergiquement contre le cuvelage, pour empêcher, entre la cuve et la garniture, l'écoulement de l'eau supérieure ou la rentrée de l'air inférieur.

Hâtons-nous de dire que la couche d'eau qui mesure cette pression ou cette dépression est bien faible; ainsi que l'établira le calcul, elle est de $0^m,048$.

Comme seconde condition, la garniture doit être suffisamment souple pour se prêter soit à une légère déformation locale de la cuve, soit même à un léger ballottement du piston.

Enfin elle doit être facilement accessible, démontable en tout ou en partie sans interrompre la manœuvre régulière de l'éclusage.

Nous pensons avoir satisfait à ces conditions multiples par la disposition représentée à la pl. XII (fig. 6).

Une culotte en caoutchouc reçoit une pression d'eau de $0^{atm.},2$ ; celle-ci se reporte sur une bande de cuir embouti, frottant à plat, composée de plusieurs pièces ajustées en biseau et fixées à leurs extrémités.

Pour ne pas interrompre la manœuvre en cas de réparation à cette garniture, une culotte de secours, flasque en temps normal, placée plus haut que la garniture, peut temporairement être mise en service. Celle-ci devient ainsi accessible et grâce à la largeur de l'espace annulaire ménagé entre la cuve et la toise circulaire du piston, on y pourra faire les réparations nécessaires.

Ajoutons encore qu'au moment de l'amorçage du système, cette culotte pourra servir, de concert avec la garniture, à maintenir l'eau qu'on introduira au dessus du piston.

Avant de passer à la description du contrepoids, l'attention mérite d'être fixée sur le fonctionnement du siphon, et sur la continuité de ce fonctionnement.

*Dégagement d'air dans la cuve.* — Au moment où le piston occupera sa position inférieure, et que l'eau se trouvera dans le sas au niveau d'aval, la colonne d'eau en siphon s'élèvera à $5^m,85$ au dessus du niveau d'aval. Il règnera donc au sommet de la cuve une dépression d'eau de $5^m,85$, à laquelle devra résister la

charpente du ciel et sous l'action de laquelle se produira nécessairement au sein du liquide un dégagement d'air.

C'est pour faciliter l'accumulation de cet air que le ciel a reçu une forme légèrement bombée ; c'est pour ce motif aussi que les tuyaux ont reçu une forme dissymétrique à leur entrée dans la cuve. Cette forme empêchera, en effet, l'accumulation de l'air dans les tuyaux, pour la reporter au point culminant central.

Le dégagement de l'air est d'autant plus notable que la hauteur de ce point culminant au dessus de la position inférieure du piston est plus grande; aussi, en vue de réduire cette hauteur, les tuyaux de communication avec le sas ont-ils été aplatis à leur partie supérieure.

Quant à l'importance elle-même du dégagement, nous avons cherché à la déterminer, tant par la *théorie*, que par des *expériences* directes.

*Dégagement théorique.* — On sait qu'à l'état de saturation, le volume d'un gaz dissous par unité de volume liquide, ramené à la *pression* extérieure, est constant ; il est d'ailleurs, au volume liquide dissolvant, dans un rapport $n$, qui varie avec la nature du gaz et la *température* du liquide, suivant la formule

$$n = a - bt + ct^2$$

où $a$, $b$ et $c$ sont des paramètres, dont la valeur a été déterminée par des expériences directes. (Voir *Cours de physique de l'école polytechnique* de J. Jamin.)

Deux causes distinctes peuvent donc influencer la solubilité d'un gaz déterminé : la *variation de température* et la *variation de pression.*

Supposons d'abord une pression extérieure constante de $0^{m},76$ de mercure, et étudions l'effet d'une *variation de température* du volume liquide suspendu au dessus du piston, sur l'air qu'il contient.

Ce volume est de $232^{m^2},96 \times 5^{m},85 = 1362$ mètres cubes.

A la température $t = 0$, on a $n = 0,024$.

Le volume d'air dissous sera ainsi :

$$v = 0,024 \times 1362 = 32^{m^3},688.$$

A la température $t = 19°$, on a $n = 0,0165$, et

$$v = 0,0165 \times 1362 = 20^{m^3},964.$$

On en peut conclure que si le volume liquide de 1362 mètres cubes passe de 0° à 19°, le volume d'air qui se dégagera atteindra $11^{m^3},724$, mesurés à la pression de $0^{m},76$, soit

$$\frac{11,724 \times 10,33}{1,033 - 5,85} = 27^{m^3},03$$

à la pression qui règne au sommet de la cuve.

Ce chiffre serait quelque peu inquiétant, si les hypothèses du calcul théorique n'étaient excessives. Notons, en effet, que la variation de température de 19° ne se produira pas subitement, et que pendant qu'elle se produit, la masse liquide ne sera pas constamment suspendue dans la cuve, mais parfois aussi contenue dans le sas — lorsque celui-ci est au niveau d'amont. — L'air qui serait expulsé dans ce dernier cas se dégagerait librement sans que nous eussions à nous en occuper.

Faisant la part à demi des $11^{m^3},724$ entre ces deux positions de la masse liquide, nous n'aurons à recueillir au sommet de la cuve que $5^{m^3},862$ qui, par la dépression qui y règne, y deviendront $13^{m^2},52$.

Les résultats de l'expérience nous apprendront, que le degagement ne suit que de bien loin la variation de la température, et qu'il faut un temps considérable, pour obtenir des volumes qui restent encore très notablement inférieurs à ceux de la théorie.

Les *variations de pression* qui se produisent dans la masse liquide oscillant, à une température donnée,

entre le sas et la cuve, provoquent également le même phénomène.

D'une manière générale, si dans un tube de section $S$, de hauteur $H$ (fig. 4) nous considérons une colonne liquide suspendue, chaque tranche située à une hauteur $h$, d'épaisseur $dh$, tient en dissolution un volume d'air (ramené à la pression extérieure)

$$dv = \frac{nSdh\,(p_a - h)}{p_a}$$

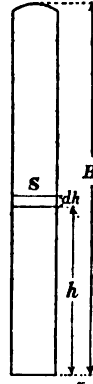


Fig. 4.

Ce volume étant le même, quelle que soit la position de la tranche, on peut écrire que l'ensemble de la colonne contiendra un volume d'air

$$V = \int_0^H nS\left(\frac{p_a - h}{p_a}\right) dh = nS\left(H - \frac{H^2}{2\,p_a}\right)$$

Or, le même volume liquide $SH$ contient à la pression extérieure un volume d'air $nSH$.

La différence

$$n\,S\,\frac{H^2}{2\,p_a}$$

est donc la quantité d'air $V_0$ ramenée à la pression extérieure qui ne peut se maintenir dans le système liquide considéré, et qui dès lors se dégagera ; mais comme il ira se loger au sommet du tube sous une pression $(p_a - H)$, il occupera là en réalité un volume

$$V_1 = \frac{V_0\,p_a}{p_a - H} = \frac{nS\,\frac{H^2}{2\,p_a} \times p_a}{p_a - H} = \frac{nSH^2}{2\,(p_a - H)}$$

Appliquant cette formule générale au cas de notre siphon, nous aurons à 0° et pour $n = 0{,}024$

$$V_1 = \frac{0{,}024 \times 232{,}90 \times \overline{5{,}85}^2}{2\,(10{,}33 - 5{,}85)} = 21^{m^3}{,}36$$

à 19°, $n = 0{,}0165$ ; $V_1 = \dfrac{0{,}0165 \times 232{,}90 \times \overline{5{,}85}^2}{2\,(10{,}33 - 5{,}85)} = 14^{m^3}{,}68$

Ainsi, à chaque manœuvre, à 0°, 21 mètres cubes, à 19°, 14 mètres cubes d'air iraient occuper le sommet de la cuve. De pareils volumes auraient bientôt fait de désamorcer le siphon ; mais tout d'abord si l'eau est saturée d'air à la première manœuvre, elle ne le serait plus aux suivantes, ensuite et surtout, ces calculs théoriques font complètement abstraction de la *vitesse* du phénomène, c'est-à-dire du temps nécessaire au dégagement. Cet élément a cependant, dans la question, une importance primordiale.

On conçoit que l'air, en dissolution dans l'eau, constitue avec celle-ci un tout fort homogène; ses molécules adhèrent au liquide avec une tenacité étonnante, et les expériences que nous avons dû entreprendre, afin d'avoir une mesure exacte de ce que sera, en pratique, ce dégagement d'air, nous ont révélé des faits singuliers.

Lorsqu'on soumet brusquement un ballon rempli d'eau, à une dépression un peu forte, on constate qu'il se produit dans la masse liquide une formation de petites bulles d'air, qui se dégagent avec plus ou moins de rapidité; les plus grosses entraînent les petites qu'elles rencontrent sur leur passage, et l'œil perçoit distinctement le phénomène pendant quelques minutes. Mais il paraît bien vite s'arrêter ; il n'en est rien, c'est au microscope qu'on peut constater ses progrès; progrès lents et laborieux : eu égard à leur volume, la force ascensionnelle de ces bulles est si faible, que nous avons constaté que l'une d'elles mettait six heures à s'élever de $0^m,001$.

Ce n'est donc que par des recherches expérimentales que l'on pourra découvrir la marche réelle du phénomène dont nous avons jusqu'à présent étudié les effets théoriques : ces recherches ont été conduites avec un soin tout spécial, par M. Pierre Nyssens, ingénieur honoraire des ponts et chaussées.

*Recherches expérimentales.* — Il était tout d'abord essentiel de vérifier si, au point de vue de la saturation, les eaux qu'on rencontre dans la nature sont dans les conditions qui ont servi de base à nos calculs. Cette vérification est complète, ainsi que le montre le tableau suivant :

| NATURE des EAUX. | TEMPÉRATURE de L'EAU. | VOLUME DE GAZ DISSOUS PAR LITRE D'EAU. | | VOLUME THÉORIQUE d'air. |
|---|---|---|---|---|
| | | air | autres gaz. | |
| Eau de pompe . . | 10° | 0l.0187 | 0l.0101 | 0l.0188 |
| Eau de pluie. . . | 5° | 0l.0227 | 0l 0174 | 0l.0207 |
| Eau de rivière . . | 5° | 0l.0225 | 0l.0129 | 0l.0207 |

On constate même que l'eau est légèrement sursaturée d'air, ce qui s'explique par cette circonstance qu'elle a été mise en expérience à une période de dégel : elle tenait encore en dissolution le volume d'air correspondant à la température de 2 degrés, qui ne s'était point dégagé.

Mais nous voyons aussi que l'eau ne contient pas que de l'air, et la quatrième colonne du tableau qui précède nous montre que le volume des autres gaz dissous est important. L'analyse chimique constate qu'ils se composent (dans l'eau de rivière) pour une minime proportion de gaz des marais, et, pour la presque totalité, d'acide carbonique.

La présence de ces gaz n'est pas nuisible, car nous verrons qu'ils ne se dégagent de l'eau qu'après une ébullition prolongée, et aucunement sous l'influence d'une variation de température même importante, ou d'une dépression.

La question se réduit donc à l'examen du dégage-

ment de l'air ; et ici encore nous étudierons successivement l'influence des *variations de température*, et *des variations de pression*.

En chauffant progressivement jusqu'à l'ébullition, de l'eau de rivière prise à la température de 5 degrés, on constate pour le dégagement de l'air les phases suivantes :

| | | | |
|---|---|---|---|
| A 45° | le dégagement d'air est de | 0.000714 | mesuré à 10° |
| 65° | » | 0.00193 | » |
| 75° | » | 0.00271 | » |
| 85° | » | 0.00357 | » |
| 90° | » | 0.00443 | » |
| 95° | » | 0.00607 | » |
| 100° | » | 0.01193 | » |

En maintenant le liquide en ébullition pendant deux heures, le volume de gaz dégagé devient 0.03643 dont 0.01353 d'acide carbonique et 0.0229 d'air.

Nous pouvons conclure de là, qu'il faut une application énergique et prolongée de la chaleur, pour dégager tout l'air que renferme l'eau, et que le dégagement ne s'accentue qu'à partir de 45 degrés, température en dessous de laquelle il reste faible.

Nous y voyons ainsi la confirmation de l'hypothèse que nous formulions plus haut, au sujet de la grande adhérence entre les molécules gazeuses et le liquide ; enfin, nous constatons le fait que l'acide carbonique ne se dégage que par une forte ébullition.

Il était intéressant aussi de se rapprocher d'un cas pratique, en recherchant l'influence directe du *temps* sur le dégagement dû à une variation déterminée de température.

De l'eau de rivière, prise à 3 degrés, a été élevée rapidement à la température de 22 degrés, à laquelle elle a été maintenue pendant 11 heures ; on a con-

staté pour cette variation de température de 19 degrés les dégagements suivants :

| | | |
|---|---|---|
| Après | $2^h,30'$ . . . . . | 0.000607 |
| » | $3^h,50'$ . . . . . | 0.000678 |
| » | $5^h,10'$ . . . . . | 0.000750 |
| » | $7^h,00'$ . . . . . | 0.000821 |
| » | $10^h,00'$ . . . . . | 0.001030 |
| » | $11^h,00'$ . . . . . | 0.001107 |

Appliqué au volume liquide qui surmonte le piston au bas de sa course, ce résultat donnerait, au bout de 11 heures, pour une variation de température subite de 19 degrés, un dégagement de :

$$1362 \times 0.001107 = 1^{m3},507$$

tandis que le calcul nous donnait $11^{m3},724$ ; et si nous ajoutons que dans notre expérience la variation de la température a été rapide, — circonstance qui est de nature à brusquer le dégagement, — tandis que dans la pratique cette variation se fera par degrés insensibles et avec lenteur, nous serons autorisé à dire, que la variation de la température ne pourra, dans ses effets, constituer un danger pour le fonctionnement du système ; son influence sur le dégagement de l'air disparaîtra devant cette autre cause — plus importante — de la *variation de la pression* résultant de l'éclusage.

En soumettant de l'eau de rivière à une dépression de $0^m,38$ de mercure, maintenue pendant 5 heures, M. Pierre Nyssens a enregistré les résultats suivants :

Après $0^h,10'$ le dégagement était. . 0.000049
mesuré à la pression de 0.76 de mercure et à 4 degrés.

| | | | |
|---|---|---|---|
| Après | $0^h,23'$ | le dégagement était. . | 0.000073 id. |
| » | $0^h,48'$ | » . . | 0.000102 id. |
| » | $1^h,18'$ | » . . | 0.000131 id. |
| » | $2^h,53'$ | » . . | 0.000183 id. |
| » | $4^h,33'$ | » . . | 0.000242 id. |
| » | $5^h,00'$ | » . . | 0.000271 id. |

Le dégagement théorique est de 0.0108.

Ainsi, après 5 heures, la quantité d'air mis en liberté n'atteint que le 1/40 du chiffre qu'indique la théorie.

Enfin, comme dernière expérience, de l'eau prise à 0 degré a été chauffée à 19 degrés, puis soumise à une dépression de $0^m,38$ de mercure pendant 4 heures, durant lesquelles la température de 19 degrés a été maintenue.

Après la période de chauffe et au moment de la mise sous pression, le dégagement d'air atteignait . . . . . . . . . . . 0.000047

mesuré à 4 degrés et à la pression de 0.76.

| | | | |
|---|---|---|---|
| Après | $0^h,12'$ | de dépression on avait | 0.000159 id. |
| » | $0^h,24'$ | » | 0.000241 id. |
| » | $0^h,64'$ | » | 0.000357 id. |
| » | $1^h,16'$ | » | 0 000502 id. |
| » | $1^h,46'$ | » | 0.000585 id. |
| » | $2^h,16'$ | » | 0.000733 id. |
| » | $2^h,46'$ | » | 0.000821 id. |
| » | $3^h,20'$ | » | 0.000943 id. |
| » | $3^h,50'$ | » | 0.001020 id. |

La théorie donnerait dans ce cas :

$$0.0065 + 0.0108 = 0.0173$$

Appliquons ces résultats.

Le dégagement dû à une dépression de $0^m,38$ de mercure, prolongée pendant 5 heures, a été de 0.000271, mesurés à 0.76 de mercure ; sous une dépression de $5^m,85$ d'eau, ce chiffre devient :

$$0,000271 \times \frac{10.33}{10.33 - 5.85} = 0.000625$$

Supposons donc — hypothèse extraordinairement exagérée — que *toute* la masse des 1362 mètres cubes

que contient la cuve passe à une dépression de $5^m,85$ d'eau; au bout de 5 heures le dégagement d'air sera de :

$$0,000625 \times 1362 = 0^{m3},851.$$

On voit par là quelle est la lenteur du phénomène inévitable du dégagement de l'air dans les siphons; s'il est essentiel de ne pas négliger les moyens de pallier ses effets, il faudrait se garder de lui attribuer, dans le fonctionnement du système d'écluse, une importance qu'il ne mériterait pas.

L'air qui se dégagera chassera de la cuve un égal volume d'eau ; il pourrait en résulter une surélévation d'eau dans le sas et, par conséquent, la rupture de cette égalité de niveau du piston et de l'eau du sas qui forme la base du système.

Nous avons vu que ce dégagement ne serait guère que de $0^{m3},851$ en cinq heures, la surélévation dans le sas serait donc de :

$$\frac{0.851}{232.90} = 0^m,0036$$

c'est-à-dire un chiffre tout à fait négligeable.

L'évacuation de l'air dégagé doit se faire sans interrompre le jeu normal de l'écluse. Nous croyons avoir atteint ce but, en installant à la partie supérieure de la cuve (pl. XIII, fig. 1, 2 et 3), un appareil simple qui en sera comme la soupape de sûreté, et dont le fonctionnement est d'autant plus assuré, qu'il sera pour ainsi dire journalier.

Un flotteur *f* est articulé à l'un des bras d'un levier, dont l'autre extrémité agit sur deux soupapes conjuguées, *S* et *S'*, qui ouvrent une communication, l'une avec le sommet, l'autre avec le fond d'un réservoir d'eau hermétiquement clos, ménagé entre les poutres qui supportent le ciel de la cuve.

Le niveau du flotteur est réglé de telle façon, que les

soupapes sont fermées au moment où la quantité d'air est presque nulle au sommet de la cuve.

Si, par suite du dégagement d'air, le niveau liquide vient à baisser de quelques centimètres, aussitôt le flotteur s'abaisse, ouvre les soupapes, l'air se dégage par $S'$ au sommet du réservoir, et est remplacé dans la cuve par l'eau du réservoir qui y pénètre par $S$.

A la vérité, au moment de cette ouverture des soupapes, il se produit une dépression supplémentaire de $0^m,55$, correspondante à la hauteur du réservoir ; mais la durée de cette action est si courte qu'elle ne provoquera aucun dégagement complémentaire. Au surplus, ce dégagement complémentaire eût-il lieu, il ne serait nullement à craindre, puisque la dépression supplémentaire ne s'exerce que sur l'eau contenue dans le réservoir.

Cette manœuvre se renouvellera, chaque fois qu'il y aura assez d'air dégagé au sommet de la cuve pour provoquer un abaissement du flotteur.

Le réservoir se videra donc petit à petit, et l'eau y sera remplacée par de l'air à la pression de

$$10,33 - 5,85 - 0,55 = 3^m,93.$$

Il suffira de veiller à ce que le réservoir ne se vide pas complètement, ce dont on s'assurera par un niveau d'eau, ou par un sifflet d'alarme qui fonctionnerait par l'effet de la rentrée de l'air extérieur.

Pour remplir le réservoir, on commencera par le mettre simplement en communication à l'aide d'un tuyau fixe, avec le bief d'amont ; grâce à la dépression intérieure, la pression atmosphérique suffira pour y faire rentrer un certain volume d'eau. On achèvera le remplissage par l'intermédiaire d'une petite pompe à la main. Puis, par des robinets placés sur ces tuyaux on isolera complètement le réservoir rempli.

*Contrepoids.* — Le piston est équilibré par un contrepoids, logé dans une chambre ménagée entre la cuve et le mur en retour amont de l'écluse. Ces organes sont en communication par l'intermédiaire d'eau sous pression.

Le contrepoids se compose (pl. XIII, fig. 4, 5, 6, 7 et 8) d'une colonne creuse fixe *aa*, de 1 mètre de diamètre, garnie en deux de ses points de presse-étoupes $b_1$ et $b_2$, sur lesquels glisse une gaîne *c* d'un diamètre intérieur de $1^m,165$ ; cette gaîne, à son tour, embrasse en deux points voisins la colonne fixe *a*, et frotte sur celle-ci par l'intermédiaire des stuffing-box $d_1$ et $d_2$. On a réalisé ainsi, entre la colonne et la gaîne, deux espaces annulaires limités par deux systèmes de stuffing-box $b_1$ $d_1$ et $b_2$ $d_2$, dont chacun comprend un stuffing-box fixe $b_1$ ou $b_2$ appartenant à la colonne, et un stuffing-box $d_1$ ou $d_2$ appartenant à la gaîne mobile.

Dans chacun de ces espaces annulaires, débouche un tuyau d'amenée d'eau sous pression $f_1$ et $f_2$. Suivant qu'on amènera la pression dans l'espace annulaire supérieur ou inférieur, on augmentera ou on allègera le poids du contrepoids, et on obtiendra ainsi, dans un sens ou dans l'autre, la rupture d'équilibre qui doit produire le mouvement dans la masse liquide, et faire passer celle-ci de la cuve dans le sas, ou inversement.

La gaîne *c* est fermée supérieurement par un plateau *g*, convenablement chargé par des poids *hhhhhhh;* elle est munie d'un réservoir compensateur *k* qui maintient, à chaque moment de la course du piston, l'équilibre statique entre celui-ci et son contrepoids.

Les pièces décrites ci-dessus sont les principaux organes du système d'écluse; nous avons vu, en effet, que l'injection d'eau sous pression, dans les espaces annulaires du contrepoids, assure la manœuvre. Il suffit donc, en principe, pour que le mouvement se

produise, d'ouvrir ou de fermer les robinets qu'on placerait sur les tuyaux $f_1$ et $f_2$.

En fait, il y a certains organes accessoires qui complètent les précédents, et qui jouent dans la manœuvre un rôle sérieux ; nous allons les décrire.

Lorsque l'appareil est en mouvement, et qu'il faut l'arrêter à la fin d'une course soit ascendante, soit descendante du piston, il importe d'éviter un arrêt brusque de la masse liquide et des pièces métalliques. A cet effet, un frein automatique ralentit et enraie ce mouvement, à l'instant même où le piston atteint les niveaux d'amont et d'aval.

*Frein automatique.* — Sur le tuyau *aa* qui met en communication le piston et son contrepoids, sont établies (pl. XIV, fig. 1 et 2) deux vannes *bb* normalement maintenues ouvertes, par l'action prépondérante des poids *cc*.

Ces vannes sont en relation avec deux appareils distincts, semblables dans leurs pièces, mais actionnés l'un à la descente, l'autre à la remonte du contrepoids.

Etudions de près celui d'entre eux qui arrête le contrepoids dans sa position inférieure, et par conséquent, le piston dans sa position supérieure (fig. 3, 4, 5, 7).

Entre deux coulisses parallèles *dd* glisse un coulisseau *e*, à la partie inférieure *e'* duquel est attachée une chaînette, qui s'enroule sur une poulie fixe *f*, laquelle est en connexion avec la vanne correspondante du tuyau.

La partie supérieure du coulisseau porte un bras coudé *g*, autour duquel s'articule en *m* un levier *h* dont l'extrémité supporte une pièce *e''*. Celle-ci, par sa forme spéciale, peut être attaquée de haut en bas par un taquet *i* que porte la gaîne du contrepoids.

La manœuvre de l'appareil est donc la suivante.

Lorsque le contrepoids sera arrivé à un certain point de sa course ($1^m$,50 du bas), le taquet *i* mordra sur la pièce *e''* qui, par l'intermédiaire du levier *h* et du bras coudé *g*, entraînera vers le bas le coulisseau *e* tout entier; la chaînette fixée en *e'* se déroulant fera tourner la poulie fixe *f*, et la vanne correspondante se fermera insensiblement. Il se produira ainsi un étranglement successif de la communication entre le piston et son contrepoids, qui absorbera la force vive du système en mouvement, et finira par produire l'arrêt.

Mais il est nécessaire que, au moment de cet arrêt, la vanne se rouvre automatiquement, afin de mettre l'appareil en état de fonctionner pour la manœuvre inverse subséquente. A cette fin, une barre *k* est placée de telle sorte, que la branche du taquet *i* vienne buter contre elle; elle refoule ce taquet jusqu'au déclenchement complet du coulisseau *e''*; l'action du poids *c* devient alors prépondérante, et la vanne se rouvre, en faisant remonter le coulisseau *e* dans sa position primitive.

Ainsi conçu et exécuté, ce frein réaliserait l'arrêt du contrepoids à un point constant, quel que soit le niveau amont; or, celui-ci peut varier dans certaines limites, et c'est pour tenir compte de ces variations, que le levier *h* n'est pas invariable dans sa position. Articulé autour de l'axe *m*, il est commandé par un écrou mobile *n*, qui se meut sur une vis *p*, filetée en sens opposés sur les deux moitiés de sa longueur.

Tandis que l'écrou mobile *n* se meut sur la partie inférieure de la vis, la partie supérieure de celle-ci se meut, à son tour, dans un écrou fixe *q*, qui fait corps avec le bras *g*.

Il résulte de cette disposition que, si la vis tourne dans son écrou fixe d'un angle $\alpha$, elle se déplace en hauteur d'une quantité

$$d = \frac{\alpha H}{2\pi}$$

$H$ étant le pas de l'hélice. L'écrou $n$ se déplacera à son tour, en entraînant le levier par rapport à la même vis, de la même quantité. Le déplacement total, par rapport à l'écrou fixe $g$ sera donc

$$\frac{\alpha H}{\pi}$$

Les branches du levier $h$ étant entre elles dans le rapport de 3 à 1, le déplacement du point extrême du levier qui supporte la pièce $e''$ sera

$$3\frac{\alpha H}{\pi}$$

Pour produire à l'extrémité du levier, un déplacement suivant la verticale de $0^m,21$ par exemple, correspondant à la limite des variations du niveau d'amont, nous aurons à calculer les éléments de la vis de manière que

$$\frac{3.\,n\,2\pi\,H}{\pi} = 0{,}21$$

$n$ étant le nombre de tours que devra faire la vis, d'où une relation facile entre $n$ et $H$

$$2nH = 0.07.$$

Prenant un pas $H = 0.01$, on aura $n = 3.5$.

Il est, dès à présent, possible d'entrevoir le rôle de ce mécanisme, car, faire varier le niveau du coulisseau $e''$, c'est déplacer le point d'attaque du taquet $i$, et par conséquent, hâter ou retarder l'instant où, dans sa course descendante, ce taquet viendra buter sur $e''$ pour produire la fermeture de la vanne $b$, et par conséquent, l'arrêt du mouvement.

Il reste à mettre cette vis en relation directe avec le niveau d'amont lui-même, afin d'avoir un déplacement absolument automatique.

A cette fin, la vis porte à sa tête une lanterne $r$ dont les dents sont appointissées. Cette lanterne est com-

mandée par une roue dentée *s*, dont les dents sont biseautées vers le bas, et qui est en relation avec le niveau d'amont, par l'intermédiaire d'un fil de bronze phosphoreux aboutissant au flotteur $f_1$ de la pl. XV (fig. 3 et 5).

Pendant l'action du taquet *i* sur le coulisseau, la lanterne *r* se dégage de la roue *s* jusqu'au moment du déclenchement. C'est pour remettre ces organes en contact, qu'on a donné une forme spéciale biseautée aux dents de la roue *s*, et qu'on a appointissé celles de la lanterne.

Toute variation du niveau d'amont produit ainsi une rotation de la roue *s*, et partant de la lanterne *r*. Cette rotation se traduit par le relèvement ou l'abaissement de l'écrou *n* et, par conséquent, de la pièce $e''$ que supporte l'extrémité du levier *h*.

Le point d'attaque du taquet varie donc avec le niveau d'amont, et comme la quantité dont doit descendre le contrepoids est fixe et constante, la fermeture de la vanne et l'arrêt du système seront eux-mêmes commandés par ce même niveau d'amont.

Quant au déclenchement, il doit varier dans la même mesure que le point d'attaque; aussi la tige *k* est-elle également en relation, par le fil *t*, avec l'axe qui porte la roue dentée *s*, de sorte que la distance entre les points d'attaque et de déclenchement, reste constante.

Le second appareil de frein, placé à côté du précédent, et commandant l'arrêt du contrepoids dans sa position supérieure, repose sur le même principe. Seules quelques pièces ont été légèrement modifiées dans leur forme, pour tenir compte de la position respective des organes à mettre en relation.

Ce frein automatique évitera, aux moments d'arrêt, les coups d'eau dans la presse du piston, et dans le con-

trepoids; le mouvement se ralentira progressivement et s'arrêtera au point précis correspondant au niveau des biefs. L'éclusier n'aura donc, au moment où se produit cet arrêt, — ce dont il sera averti par le bruit que produira le déclenchement du frein ou par un timbre — qu'à fermer le robinet d'injection dans les espaces annulaires du contrepoids, pour que la manœuvre soit terminée.

C'est ici l'endroit d'examiner quel sera l'effort à exercer dans le fonctionnement de l'appareil, et nous arrivons, après avoir décrit celui-ci, à nous occuper de son moteur ; il nous faut avant tout savoir quelle sera la dépense de force à faire.

## § 4. — Détermination de l'effort moteur et des résistances passives.

Nous l'avons dit plus haut, il est bon de le répéter : le déplacement du prisme d'éclusée, se faisant horizontalement, n'absorbera point de travail, mais ce déplacement donne lieu cependant à *une inertie* qu'il faudra vaincre, en même temps que *celle des pièces métalliques* à mouvoir, celles-ci enfin présentent des surfaces de *frottement*, dont le contact absorbera du travail.

Examinons successivement ces éléments.

*Inertie de la masse liquide et résistances dans les tuyaux.* — Le sas de l'écluse est en communication avec la cuve, par l'intermédiaire de trois tuyaux de $1^m,40$ de diamètre intérieur.

Supposons le mouvement du liquide produit, sous l'effet d'une charge motrice $h$, et étudions ce qui se

passe dans chacun des trois tuyaux de conduite, dont nous désignerons par $\omega$ la section (fig. 5 ci-dessous).

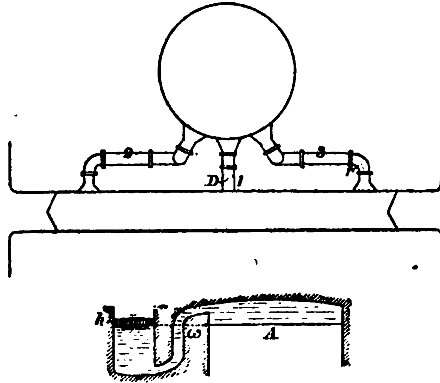


Fig. 5.

Dans ces tuyaux, le mouvement sera caractérisé par l'équation

$$h = \frac{u^2}{2g}\left[1 + \left(\frac{1}{\mu} - 1\right)^2 + \left(\frac{\alpha}{r} + \frac{\beta}{r^2}\right)\lambda\right] + \\ + \frac{4S}{D}\, b_1\, u^2$$

à laquelle il faudra joindre

$$q = \omega u.$$

$u$ étant la vitesse de l'écoulement;
$q$ le débit;
$r$ le rayon des coudes;
$\lambda$ leur longueur développée;
$S$ la longueur de la conduite;
$D$ son diamètre;
$\mu$, $\alpha$, $\beta$, $b_1$, des coefficients dont les valeurs sont données dans les tables d'hydraulique.

Ces équations deviennent pour le tuyau 1

$$h = \frac{u_1^2}{2g}\left[1 + \left(\frac{1}{\mu} - 1\right)^2 + \left(\frac{\alpha}{1.20} + \frac{\beta}{1.20^2}\right) 3.60\right] + \\ + 4\ \frac{12.50}{1.40}\ b_1 u_1^2 \qquad (1)$$

$$q_1 = \omega u_1 \qquad (2)$$

pour chacun des tuyaux 2 et 3

$$h = \frac{u_2^2}{2g}\left[1 + \left(\frac{1}{\mu} - 1\right)^2 + \left(\frac{\alpha}{1.20} + \frac{\beta}{1.20^2}\right) 5.40\right] + \\ + \frac{4 \times 25}{1.40}\ b_1 u_2^2 \qquad (3)$$

$$q_2 = \omega u_2. \qquad (4)$$

Nous connaissons enfin le débit total qui doit passer par les trois tuyaux

$$Q = q_1 + 2q_2 = \frac{SH}{60.n} \qquad (5)$$

$S$ = surface de l'écluse;
$H$ = la chute;
$n$ = nombre de minutes que durera l'éclusage.
On en tire successivement

$$h = 0.056\ u_1^2 \qquad (6)$$

$$q_1 = 1.54\ u_1 \qquad (7)$$

$$h = 0.077\ u_2^2 \qquad (8)$$

$$q_2 = 1.54\ u_2 \qquad (9)$$

$$q_2 = \frac{19.4}{2n} - \frac{q_1}{2} \qquad (10)$$

puis

$$u_1 = \frac{4.65}{n} \qquad (11)$$

Ce qui nous permet d'établir pour diverses valeurs de $n$, c'est-à-dire pour diverses durées d'éclusage, les éléments du tableau suivant :

| $n$ | $u_1$ | $q_1$ | $q_2$ | $h$ |
|---|---|---|---|---|
| 3 | $1^m,55$ | $2^{m^3},40$ | $2^{m^3},00$ | 0,1345 |
| 4 | $1^m,16$ | $1^{m^3},78$ | $1^{m^3},50$ | 0,075 |
| 5 | $0^m,93$ | $1^{m^3},43$ | $1^{m^3},22$ | 0,048 |

Une charge motrice de $0^m,048$ suffira donc pour entretenir le mouvement de manière à effectuer le remplissage ou la vidange en 5 minutes.

Rappelons ici que, dans la description de la garniture frottante du piston, nous avons constaté que la pression de la garniture contre le cuvelage, devait être suffisante pour résister à la pression qui s'exercerait sur la surface liquide en contact avec le piston, et pour assurer l'étanchéité pendant le mouvement. Nous ajoutions que ces pressions étaient faibles.

Nous venons de calculer la pression de marche ; elle correspond à une tranche motrice de $0^m,048$ d'eau. En supposant que celle qu'exige la mise en train soit le double, la garniture n'aurait encore à s'opposer qu'au passage d'une eau sous pression de $0^m,096$. Or, l'on sait, par l'exemple des presses hydrauliques, qu'une pression normale au joint, égale à la pression de l'eau à contenir, suffit pour assurer l'étanchéité. Cette pression normale serait ainsi de $0^k,0096$ par centimètre carré ; en pratique, nous l'avons prise égale à $0^k,02$.

La pression unitaire de $0^k,0048$ correspond sur la surface du piston à un effort total de

$$1000 \times 0^m,048 \times \pi\, \overline{8^m,61}^2 = 11179 \text{ kil.}$$

qui, lors du démarrage, devient

$$1000 \times 0^m,096 \times \pi\, \overline{8^m,61}^2 = 22358 \text{ kil.}$$

*Inertie des pièces métalliques.* — La seconde cause d'absorption de travail, à savoir l'inertie des pièces

métalliques, est assez minime pour qu'il n'y ait pas lieu de s'en occuper.

Restent les frottements.

*Frottements.* — Ces frottements se produisent :

1° Entre la garniture du piston et le cuvelage;

2° Dans les boîtes à bourrage du piston et du contrepoids;

1° Ce frottement est donné par la formule

$$F = f.\ 2\pi\ R \times h \times p.$$

$R$ rayon de la cuve $= 8^m,61$ ;

$h$ hauteur de la garniture $= 0^m,05$;

$p$ pression dans la culotte $= 200$ kilogrammes par mètre carré.

Le coefficient $f$ qui correspond au frottement du cuir humide sur fer a, pendant le mouvement, une valeur de 0.36, d'où

$$F = 0{,}36\ (54{,}10 \times 0{,}05 \times 200) = 1947 \text{ kil.}$$

mais cette valeur de $f$ atteint, au démarrage, le chiffre de 0.62, d'où

$$F = 0{,}62\ (54.10 \times 0.05 \times 200) = 3354 \text{ kil.}$$

2° Frottement des tiges dans les stuffing-box.

La formule précédente, appliquée dans ce cas, donne :

*a*) Tige du piston dans la boîte à bourrage de la presse :

$$F = f.\ \pi\ 1^m,165 \times 0.07 \times 55000 = f.\ 13958.$$

pendant le mouvement $f = 0.10$, d'où $F = 1395$ kil.
au démarrage $f = 0.15$, d'où $F = 2093$ kil.

*b*) Chacun des stuffing-box $b_1$ et $b_2$ du contrepoids donnent :

$$F = f \times \pi.\ 1{,}165 \times 0.07 \times 100000 = f.\ 25370$$

d'où pendant le mouvement $F = 2537$ kil.
au démarrage $F = 3806$ kil.

*c*) Chacun des stuffing-box $d_1$ et $d_2$

$$F = f\pi . 1{,}000 \times 0.07 \times 100000 = f . 21980$$

d'où pendant le mouvement $F = 2198$ kil.
au démarrage $F = 3297$ kil.

Le total des résistances s'élève ainsi :

Pendant le mouvement à

$$11179 + 1947 + 1395 + 5074 + 4396 = 23991 \text{ kil.}$$

au démarrage

$$22358 + 3354 + 2093 + 7612 + 6594 = 42011 \text{ kil.}$$

La pression totale, à produire sur la surface annulaire de la gaîne du contrepoids, est ainsi en chiffres ronds, de 24,000 kilogrammes pendant la marche, et de 42,000 kilogrammes lors du démarrage.

Cette surface étant de

$$\frac{\pi}{4} (1{,}\overline{165}^2 - 1{,}\overline{000}^2) = 0^{m^2}{,}2829$$

la pression unitaire à exercer par centimètre carré sera de

$$\frac{24000}{2829} = 8^k{,}5 \text{ environ,}$$

soit une pression d'environ $8^{atm.},5$.

Au démarrage, cette pression s'élèvera à

$$\frac{42011}{2829} = 14^k{,}7 \text{ environ,}$$

soit 14 atmosphères.

C'est sur le chiffre de la pression de marche normale, qu'on pourra baser le calcul des dimensions d'un accumulateur, qui fournirait l'eau sous pression, en ayant soin de recourir à un dispositif spécial, pour produire le démarrage. La quantité d'eau sous pression dépensée à chaque manœuvre est, en tenant compte des positions extrêmes des niveaux dans les deux biefs

$$0^m{,}2829 \times 5^m{,}20 = 1^{m^3}{,}47.$$

Remarquons dès maintenant que nous disposons, par la chute de 5 mètres de l'écluse, d'une puissance motrice de 5000 kilogrammètres par mètre cube d'eau, qui descend de l'amont à l'aval. Or, le travail total à effectuer sera, en évaluant à $0^m,05$ la hauteur de la période de la mise en train :

$$42000 \times 0.05 + 24000 \times 5.15 = 2100 + 123600 = 125700$$

kilogrammètres, qui correspondent au travail de :

$$\frac{125700}{5 \times 1000} = 25^{m^3},14$$

d'eau descendant du bief amont au bief d'aval. Mais l'utilisation du travail de cette chute nécessitant un intermédiaire (machine), dont le rendement serait, par exemple, de 0.65, il s'ensuivrait que l'emprunt à faire au bief amont serait de :

$$\frac{25^{m^3},14}{0.65} \text{ ou } 38^{m^3},60$$

et l'économie d'eau resterait en somme de :

$$1164^{m^3},80 - 38^{m^3},60 = 1126^{m^3},20$$

Nous avons eu recours, dans notre projet, à une machine d'un rendement inférieur à 0.65. C'est un accumulateur à charge d'eau, prenant directement sa charge au bief d'amont, et la déversant à l'aval après une chute de 3 mètres.

*Accumulateur à charge d'eau.* — Cet accumulateur ne constitue pas, à vrai dire, une partie intégrante du système d'écluse ; nous donnerons toutefois la description de la combinaison que nous avons esquissée.

Dans un corps de presse (pl. XV, fig. 1 et 2) *aa* de $0^m,840$ de diamètre, se meut un piston *bb* de $0^m,800$ de diamètre, dont la tête porte une caisse *c* en tôle de $6^m,06$ de diamètre et de $2^m,25$ de hauteur. Ce piston est équilibré par huit contrepoids *dddd*... prépondérants, c'est-à-dire capables de relever le piston et la cuve vide.

La charge de l'accumulateur consiste donc uniquement dans le poids du volume d'eau qu'on introduit dans la cuve. Ce volume est d'environ $42^{m^3},5$, soit un poids de 42,500 kilogrammes, qui donne dans la presse une pression de $8^{atm.},5$.

Cet accumulateur est combiné de manière à ce que son remplissage et sa mise sous charge soient complètement automatiques. La vidange seule exige l'intervention de l'éclusier, pour la manœuvre d'une vanne *e* de décharge (fig. 3).

Pour réaliser cette manœuvre automatique, l'accumulateur est constitué de la manière suivante :

Du fond de la cuve *c* se détachent quatre tuyaux télescopiques $t_1t_1t_2t_2$, combinés en deux systèmes : le système $t_1$, en communication par le tuyau *f* avec un réservoir *g* (fig. 3); celui-ci communique à son tour, par le tuyau *h*, avec le bief amont : nous l'appellerons *réservoir d'amont*; et le système $t_2$, en communication par le tuyau *i* avec un réservoir où règne le niveau d'aval *k* (fig. 5), et que nous désignerons sous le nom de *réservoir d'aval*.

Ces deux réservoirs, en partie superposés, sont ménagés dans la chambre des machines, entre l'accumulateur, et les maçonneries de la cuve et du bajoyer de l'écluse. Il est à remarquer que les tuyaux *f* et *i* sont séparés l'un de l'autre par une rondelle $\alpha$ (fig. 3).

Le système de tuyaux $t_1$ sert à charger l'accumulateur, le système de tuyaux $t_2$ sert à le vider.

Enfin, pour terminer la description de la tuyauterie, de la presse *aa* se détachent deux tuyaux *m* et *n* (fig. 3); l'un, *m*, conduit l'eau sous pression aux appareils de distribution, l'autre, *n*, permet le remplissage du corps de presse après une manœuvre, et peut mettre celui-ci en communication avec le réservoir amont.

Supposons l'accumulateur chargé d'eau, et arrivé

au bas de sa course, — dans la position où le représente la coupe verticale *EF* de la pl. XV (fig. 1).

Par l'intermédiaire du fil $e_1$ (fig. 3), qui aboutit à un levier placé sous la main de l'éclusier, ouvrons la vanne *e* : la charge de l'accumulateur va s'écouler dans le réservoir d'aval et de là, par la conduite $k_1$, dans le bief aval. En baissant, le niveau liquide de la cuve entraîne avec lui le flotteur *p* (fig. 2 et 4) qui, guidé entre les tiges βββ, est attaché à une chaînette *q* de longueur convenable.

Lorsque le niveau baisse à ce point, que le flotteur vient toucher le fond de la cuve de l'accumulateur, la chaîne est tendue de manière à abaisser la tringle guidée *r* (fig. 4); celle-ci tire, par l'intermédiaire du levier coudé *s*, sur le poids *u*, le lance dans la position pointillée du dessin, et un manchon *v* vient abaisser le levier *w*, qui commande l'ouverture de la soupape *z*.

Celle-ci est placée sur le tuyau *n*, qui met en communication le corps de presse avec le réservoir d'amont. A ce moment les contrepoids *dd*... prennent leur prépondérance et l'accumulateur remonte en aspirant dans sa presse, l'eau qui doit être mise sous pression pour une manœuvre de l'écluse. C'est pendant cette période que l'éclusier referme la vanne *e*.

Au moment où l'accumulateur arrive au haut de sa course, un taquet $v_1$ vient buter contre la tige *r*, soulève celle-ci, renverse le poids *u* dans la position qu'il occupe dans la pl. XV et referme la soupape *z* (fig. 2 et 4).

L'eau emprisonnée dans le corps de presse est ainsi complètement isolée.

Mais en même temps que se produit cette fermeture de la soupape *z*, se produit l'ouverture de la soupape $z_1$, qui permet l'introduction de l'eau d'amont, dans la cuve de l'accumulateur et, par conséquent, la mise en charge de celui-ci.

Cet effet est obtenu de la manière suivante :

La cuve de l'accumulateur porte (fig. 2 et 5) un flotteur $p_1$, suspendu à l'une des extrémités d'un levier articulé $\gamma$, l'autre extrémité vient buter contre un levier $\pi$, auquel est suspendue la soupape $z_1$. Au moment où la cuve arrive en haut de sa course, le evier $\gamma$ bute contre $\rho$, soulève la soupape $z_1$ et la mise en charge commence.

Lorsque le niveau de l'eau de charge a suffisamment monté dans la cuve, c'est-à-dire lorsqu'il atteint le niveau d'amont, le flotteur $p_1$ qui vient à y plonger est allégé, le poids $\rho$ devient prépondérant et referme la soupape $z_1$. L'accumulateur est chargé et prêt à être mis en fonction.

Il nous reste, pour compléter l'exposé du système, à décrire les appareils de distribution représentés à la planche XVI.

*Appareils de distribution.* — Rappelons tout d'abord que la manœuvre de l'appareil exige simplement l'envoi d'eau sous pression soit dans l'espace annulaire supérieur, soit dans l'espace annulaire inférieur du contrepoids, mais il est essentiel de noter que, au moment de l'injection d'eau dans l'un de ces espaces, il faut mettre l'autre espace en décharge.

De là, comme premier appareil de distribution, un système de soupapes que nous avons désigné sous le nom de *double valve*.

Il se compose (pl. XVI, fig. 2, 3, 4) de quatre soupapes géminées, disposées de telle manière qu'en soulevant l'un ou l'autre couple, on ouvre à l'eau sous pression l'un des espaces annulaires, et on met l'autre en communication avec un tuyau de décharge. Cette double valve est commandée par un levier analogue aux leviers de renversement de vapeur dans les locomotives de nos chemins de fer. L'éclusier lancera son

levier en *D* ou en *M* suivant qu'il voudra faire descendre ou monter un bateau d'un bief dans l'autre.

Le contrepoids étant par cette manœuvre, disposé pour recevoir dans le sens voulu l'action de l'eau sous pression, il s'agit de produire cette action.

A cet effet, le tuyau *m* (pl. XV, fig. 3 et pl. XVI, fig. 1) de l'accumulateur aboutit à un système de trois soupapes dites *soupapes du manœuvre*.

Elles sont commandées par des cames de forme convenable, montées sur un axe qui est mu par une roue à poignées *R*. Quatre quarts de tour de cette roue opèrent complètement l'éclusage (fig. 7, 8, 9 et 10).

La première période correspond au premier quart de tour de la roue *R*. C'est la période de démarrage.

Rappelons-nous que, durant cette période, la pression, qui est en marche normale de $8^{atm}.5$, doit être portée à $14^{atm}.7$.

A cet effet, l'eau sous pression est dirigée par la soupape 1 vers un multiplicateur de pression (fig. 5 et 6).

Deux pistons, dont les diamètres sont entre eux comme les racines carrées des pressions, et qui font corps ensemble, se meuvent dans des cylindres superposés. La pression totale que l'eau de l'accumulateur exerce sur la surface inférieure du grand piston se transmet intégralement sur la surface du petit piston. La pression unitaire sur celui-ci est donc

$$8.5 \frac{\pi.D^2}{\pi d^2}\text{; or si } \frac{D^2}{d^2} = \frac{14.7}{8.5}$$

la pression dans le petit cylindre sera de 14,7. C'est cette pression qui est dirigée, par la double valve, vers l'espace annulaire du contrepoids.

Pour éviter un choc provenant de cette brusque mise en charge, la soupape 1 est construite de manière

à ce que, dans les débuts de son soulèvement, elle ne présente qu'une ouverture très mince au passage de l'eau sous pression.

Lorsque le mouvement est produit, l'éclusier imprime à la roue *R* un deuxième quart de tour, il ferme ainsi la soupape 1 et ouvre la soupape 2.

L'eau sous pression, au lieu de se rendre dans le multiplicateur, passe directement par la double valve au contrepoids sur lequel elle agit à pleine pression.

Un troisième quart de tour, tout en maintenant ouverte la soupape 2, ouvre la soupape 3 : le gros cylindre du multiplicateur est mis en décharge, et la pression d'eau qui règne dans le petit cylindre repousse le piston et replace l'appareil en position pour une opération subséquente.

Au moment où, après le ralentissement du mouvement par le frein automatique, l'éclusier constate l'arrêt du contrepoids, il donne à la roue *R* son quatrième quart de tour qui referme les soupapes ouvertes 2 et 3 et ainsi se termine la manœuvre.

Il ne reste à l'éclusier qu'à ouvrir la vanne *e* pour renouveler la charge de l'accumulateur.

Les divers leviers et roue qui servent à faire la manœuvre sont figurés au plan et sur la coupe (pl. XI). Ils y sont groupés sur une plate-forme qui fait le tour de la chambre des machines au niveau de la tablette de l'écluse.

Des fenêtres, en nombre suffisant et convenablement placées, permettent à l'éclusier de suivre de l'intérieur la marche des bateaux.

Nous avons supposé jusqu'ici le double siphon amorcé, il nous reste à indiquer la manœuvre de l'amorçage. Elle est des plus simples. Après avoir amené le piston et l'eau du sas au niveau d'amont, on isolera la cuve en fermant les trois vannes *a* (Pl. XI)

placées à l'entrée des tuyaux de communication. On fermera également le robinet *b* de communication de la presse du piston avec le contrepoids, puis on remplira la cuve, en introduisant sur le piston une couche d'eau de $0^m,85$; le flotteur, suspendu au ciel de la cuve, fermera celle-ci de lui-même, au moment où le remplissage sera complet.

On ouvrira alors successivement les trois vannes *a*, puis le robinet *b*, et l'appareil sera en fonctionnement.

Il ne faudra pas perdre de vue que, pendant cette opération, le piston supportera un poids supplémentaire de

$$232^{m^2},96 \times 1000 \times 0.85 = 198017 \text{ kil.}$$

c'est-à-dire qu'il règnera dans la presse, pendant cet amorçage, une pression de

$$18.8 + 5.5 = 24^{atm}.3 \text{ environ.}$$

Quant au plateau, il sera calculé de manière à résister au poids de la colonne d'eau de $0^m,85$.

## § 4. — Modifications, cas spéciaux, conclusions.

Le chiffre de 5 mètres, adopté pour la chute de l'écluse que nous venons de décrire, est rarement atteint dans la pratique. Si nous l'avons admis, c'est afin de chercher à montrer que, même pour de fortes chutes, les dimensions des organes qui constituent le système d'écluse à double siphon ne sont point exagérées, ni la continuité du siphonnement compromise.

Toute diminution de la chute se traduira d'une manière avantageuse sur plusieurs pièces du système, notamment sur le ciel de la cuve qui aura à résister à une dépression d'autant moindre que la chute sera plus faible, et sur les presses et contrepoids dont la hauteur sera réduite.

***Modification***. — Il nous a même paru que, à raison de sa hauteur, le type de contrepoids qui figure à la planche XIII conviendrait mieux pour de petites chutes que pour les grandes, et nous avons cherché pour celles-ci un modèle différent dont la figure 6 ci-après représente les lignes générales.

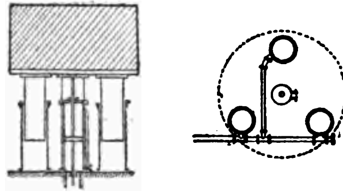


Fig. 6.

Trois pistons, dont l'ensemble des sections est égal au double de la section de la tige qui porte le plateau-piston à équilibrer, s'engagent dans des presses en fonte, qui communiquent entre elles; ils supportent en commun le contrepoids proprement dit, composé de maçonnerie de pierres lourdes et peu coûteuses.

Au centre de ces trois presses, est placée la presse de manœuvre, qui remplit l'office des espaces annulaires de l'ancien contrepoids.

Ces nouvelles dispositions ont pour avantage non seulement de rendre apparentes toutes les boîtes à bourrage, et de faciliter ainsi leur entretien, mais surtout, de réduire de moitié en hauteur la course du contrepoids.

Si l'on abandonne l'accumulateur à charge d'eau, appareil encombrant et de faible rendement, pour le remplacer par un accumulateur ordinaire, que chargerait une turbine utilisant la chute de l'écluse, il devient

inutile de disposer le pavement de la chambre des machines au niveau du radier de l'écluse.

On pourra établir, au niveau même de la tablette de l'écluse, cette chambre qui abritera le contrepoids et l'accumulateur, en ayant soin de reporter la turbine dans la partie inférieure de la cuve. Il en résulterait une sérieuse économie dans les frais de construction.

*Cas spéciaux.* — On peut se demander comment se comporterait l'écluse à double siphon, dans le cas d'une navigation avec tirant d'eau réduit ; et quelles seraient, pour le système, les conséquences d'un abaissement rapide de l'un des niveaux d'amont ou d'aval.

Bien que ces prévisions ne se réalisent que très rarement, il peut être intéressant d'en examiner les effets.

Pour rendre le système applicable au cas d'une navigation avec tirant d'eau réduit, il suffira, solution complète, d'abaisser les fondations de la cuve et de la presse du piston, et d'établir les différents organes comme si la variation des niveaux d'amont et d'aval, au lieu d'être de $0^{m},20$, atteignait $0^{m},50$ ou 1 mètre selon les cas.

Il serait évidemment exagéré d'augmenter, dans de si notables proportions, les frais de construction de l'écluse, pour faire face à une éventualité qui ne justifierait certainement pas une solution aussi radicale. La navigation à tirant d'eau réduit est exceptionnelle, et elle ne peut être ni très active, ni très importante ; on pourrait donc se contenter de la manœuvre suivante qui, à la vérité, prendra plus de temps et exigera une certaine dépense d'eau, mais qui semble néanmoins constituer une solution suffisante du cas spécial dans lequel nous nous sommes placé.

Supposons les flottaisons d'amont et d'aval abaissées chacune de 1 mètre. Un bateau s'introduit du bief

amont dans le sas ; on ferme les portes, et l'on fait la manœuvre du piston, jusqu'au moment où celui-ci et l'eau du sas sont au niveau normal d'aval (traits pointillés de la fig. 7).

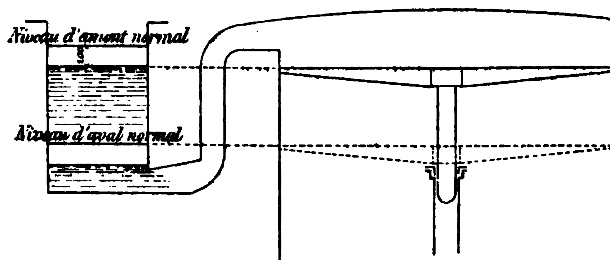



Fig. 7.

Isolant ensuite le sas de la cuve, par la fermeture des vannes placées sur les tuyaux de communication, on procède, comme dans une écluse ordinaire, au sassement du bateau qui n'aura plus à descendre que d'un mètre.

L'opération inverse se pratiquerait d'une façon analogue. Un bateau étant introduit du bief aval dans le sas, on prend au bief amont une tranche d'eau d'un mètre. A partir de ce moment, on rétablit la communication du sas avec la cuve, et la manœuvre se continue par le système du double siphon, jusqu'au niveau d'amont.

Nous aurons ainsi utilisé les appareils qui servent en tout temps, et nous aurons économisé le prisme d'eau, qui correspond à la chute de l'écluse, diminuée de la hauteur dont s'est abaissé le bief d'aval sous sa flottaison normale.

Nous avons soulevé une autre question fort intéres-

sante qui nous amène à étudier ce qui arriverait si, l'écluse étant au repos, le niveau de l'un des biefs venait à varier.

Distinguons tout d'abord entre une *variation de niveau normale*, qui serait faible et resterait dans la limite de ce que nous avons prévu pour l'établissement des divers organes, (c'est-à-dire $0^m,10$ au dessus ou en dessous de la flottaison normale), et une *variation accidentelle* qui serait plus importante.

Dans le premier cas, l'eau s'élevant ou s'abaissant dans le sas provoquera sur le plateau-piston une pression ou une dépression correspondante à la hauteur de la variation du niveau, c'est-à-dire à $0^m,10$ maximum. Le plateau supportera aisément cet effort et la garniture flottante, appliquée contre la cuve par une pression de $0^m,20$, restera étanche.

Dans le cas limite où la variation atteindrait $0^m,10$, le plateau serait sollicité par une force de

$$232.96 \times 0,10 \times 1,000 = 23,296 \text{ kil.}$$

Or, comme les calculs nous ont démontré que le démarrage du système exige un effort de 42,000 kilogrammes, nous pouvons conclure que les organes, ni le fonctionnement du système ne souffriront d'une variation de niveau de l'un des biefs, qui resterait dans les limites dont nous venons de parler.

N'oublions pas toutefois qu'après avoir constaté la dénivellation qui se serait produite, il faudrait, avant de faire des manœuvres, rétablir l'égalité entre la surface du plateau et le niveau de l'eau du sas : rien ne sera plus aisé, et il suffira, pour l'obtenir, d'injecter de l'eau sous pression dans l'un ou l'autre des espaces annulaires du contrepoids.

Si la variation du niveau devient plus forte, il en

peut résulter certains inconvénients qui, sans constituer un danger pour l'existence de l'appareil, provoqueraient néanmoins une suspension momentanée de son fonctionnement.

Pour en analyser les effets en détail, plaçons-nous successivement dans les deux hypothèses du plateau-piston *au haut* et *au bas* de sa course.

Si le plateau et l'eau du sas sont au niveau d'amont, il est tout d'abord évident que nulle variation du bief d'aval ne pourra nous inquiéter ; si celui-ci venait à baisser d'une quantité notable, tout au plus pourrait-on être conduit à faire l'éclusage comme nous l'avons suggéré pour le cas d'une navigation à tirant d'eau réduit.

Bornant donc ici les prévisions à la seule éventualité où le niveau d'amont viendrait à être modifié, nous commencerons par écarter l'hypothèse d'une variation lente du niveau, dont l'éclusier s'apercevrait en temps utile pour rétablir le plateau au niveau de l'eau du sas : nous nous préoccuperons uniquement d'une variation rapide qui se produirait en un temps — tel que la nuit — où la surveillance fait défaut.

Que le bief d'amont vienne alors à s'abaisser : immédiatement le plateau est soumis à un effort de soulèvement, qui mettra l'appareil en mouvement lorsqu'il atteindra 42,000 kilogrammes, c'est-à-dire lorsque l'abaissement aura atteint le chiffre de :

$$\frac{42000}{232.96 \times 1000} = 0^{m},18$$

Mais, le piston montant, la dépression ne fera que s'accroître, et lorsqu'elle atteindra 0.20, la garniture frottante cessera de s'opposer efficacement à l'introduction de l'air extérieur ; celui-ci désamorcera le siphon, le mouvement s'arrêtera, et le plateau restera enfin

chargé d'une couche d'eau de quelques centimètres, qu'il supportera sans peine (fig. 8).

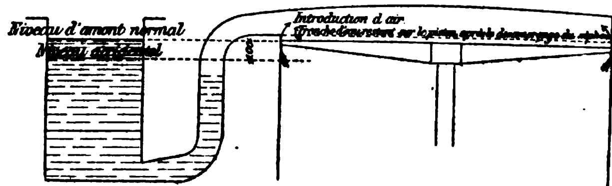



Fig. 8.

Au lieu de laisser se produire le soulèvement du plateau, on pourrait l'empêcher en fermant la communication entre le piston et son contrepoids. Le plateau serait ainsi calé, et pour le soulever il faudrait développer un effort, correspondant (indépendamment des frottements) à son poids, augmenté de la pression de l'air sur la surface de la tige du piston, c'est-à-dire :

$$60000 \text{ kil.} + \frac{\pi\, \overline{1.165}^2}{4} \times 10330 \text{ kil.} = 71011 \text{ kil.}$$

le bief d'amont se serait abaissé de :

$$\frac{71011}{232\ 96 \times 1000} = 0.305$$

Mais l'air extérieur pénètre dans la cuve dès que la dénivellation atteint 0.20, nous nous trouvons donc ramené aux conclusions, que le seul inconvénient à prévoir se réduit au désamorçage du siphon ; il ne saurait constituer pour le système un danger, ni être pour ses organes une cause d'avaries.

La conclusion ne sera guère différente, dans le cas où une variation du bief d'aval surprend l'appareil *au bas de sa course.*

Ici encore le désamorçage du siphon se produira dès

que le niveau du sas aura baissé de $0^m,20$ : il est vrai qu'au lieu d'une couche d'eau de quelques centimètres, c'est une colonne de près de 5 mètres qui pèsera sur le plateau ; il est vrai encore que le plateau, calculé pour résister à une tranche d'eau de 1 mètre, serait écrasé sous cette colonne de 5 mètres; mais il sera aisé de faire face au danger. Dès que commencera le désamorçage, le plateau s'abaissera, et de même que les sas mobiles des ascenseurs vont reposer dans les cales d'aval, sur des madriers qui en épousent la forme, de même ici nous pourrons disposer, au fond de la cuve des supports sur lesquels prendront appui les 16 poutres qui forment la charpente du plateau.

L'eau supérieure se fraiera passage par la garniture frottante, elle inondera la cuve, mais encore une fois aucune pièce du système n'aura subi la moindre détérioration, et pour remettre celui-ci en fonctionnement, il suffira d'épuiser les eaux de la cuve et de réamorcer le siphon.

Il saute aux yeux cependant que dans le dernier cas examiné, les conséquences sont plus encombrantes que dans le précédent ; aussi pourrait-on, pour les éviter sûrement, exiger que l'éclusier ramenât, chaque soir, le plateau au niveau d'amont, après les heures de navigation.

S'il omettait cette précaution, il faudrait encore, pour voir se produire les effets que nous avons décrits, qu'avec la négligence du préposé à la manœuvre de l'écluse, coïncidât une baisse rapide importante du bief d'aval ; or, si l'on songe que pareille baisse résulterait vraisemblablement d'infiltrations considérables, ou d'une rupture de digues, on ne pourrait s'empêcher de redouter bien davantage les désastres qui pourraient en être la conséquence pour le pays traversé par le canal, que les effets qu'elles produiraient sur l'écluse,

à savoir : le désamorçage du siphon, et l'inondation de la cuve.

Il ne nous semble assurément point téméraire de prévoir les objections que peut provoquer l'exposé du projet qui fait l'objet de cette notice.

Les cherchera-t-on dans la complication plus apparente que réelle des freins et des appareils de distribution? Nous ne le pensons pas.

La dimension du plateau de 17 mètres de diamètre effraiera-t-elle quelque peu au premier examen? L'industrie métallurgique, qui a abordé et résolu des problèmes de construction plus ardus, ne semble pas hésiter à en entreprendre l'exécution.

Mais la garniture frottante assurera-t-elle une étanchéité parfaite?

Le dégagement de l'air ne compromettra-t-il pas, malgré tout, le fonctionnement du système?

Le principe même du double siphon enfin, si facile à vérifier par une expérience de laboratoire, sera-t-il applicable pour de grands appareils?

La conviction qui est résultée pour nous de nos recherches et de nos études, et l'avis de plusieurs ingénieurs distingués qui la partagent, pourraient ne pas suffire à lever sur ces derniers points les doutes et les hésitations ; et des expériences seules fourniront à cet égard, des éléments positifs, qui permettront de vérifier et de contrôler les données de la théorie et nos prévisions.

Elles ont été autorisées par M. le Ministre de l'agriculture, de l'industrie et des travaux publics, sur l'avis conforme du comité permanent des ponts et chaussées.

Au moment de clore cet exposé, il peut être utile d'en rappeler quelques résultats.

Nous avons établi, en leur faisant une large part, que les résistances passives à vaincre pendant la manœuvre s'élèvent à 24,000 kilogrammes, et que momentanément, lors du démarrage elles s'élèvent à 42,000 kilogrammes. Le travail absorbé est donc :

Pour le premier mètre de mouvement :

$$42000 \times 0.05 + 24000 \times 0.95 = 2100 + 22800 =$$
$$= 24900 \text{ kilog.}$$

Pour chacun des mètres suivants :

$$24000 \times 1.00 = 24000 \text{ kilog.}$$

Ces résistances sont inhérentes au mécanisme lui-même, et ne dépendent que de la surface de l'écluse. Dans des écluses semblables, de chute $H$, le travail résistant se mesure donc par la formule

$$T_r = 24900 + 24000\,(H - 1)$$

ou

$$T_r = a + b\,(H - 1)$$

qui correspond à un travail moteur

$$T_m = \frac{a + b\,(H - 1)}{0.65} = Q.\,H.\,1000$$

$Q$ étant la quantité d'eau à emprunter au bief d'amont pour produire le travail de la manœuvre.

L'économie d'eau est donc exprimée par la formule

$$SH - Q = SH - \frac{a + b\,(H - 1)}{0.65.\ 1000\,H}$$

Le rendement de l'écluse, comme machine élévatoire, sera ($v$ étant le volume immergé du bateau) :

$$\frac{v}{v + Q} = \frac{v}{v + \dfrac{a + b\,(H - 1)}{1000 \times 0.65\,H}} = \frac{1}{1 + \dfrac{a + b\,(H - 1}{1000.\ 0.65\,vH}}$$

au lieu de

$$\frac{1}{1+\frac{SH}{v}}$$

que nous avons reconnu exister pour l'écluse ordinaire.

Pour une écluse de 5m.00 de chute dut ype que nous avons admis, le rendement serait à l'éclusage d'un bateau de 300 tonnes

$$\frac{1}{1+\frac{24900+24000\times 4}{1000\times 0.65\times 300\times 5}}=\frac{1}{1+0.12}=0.897.$$

au lieu de

$$\frac{1}{1+\frac{1164}{300}}=0,205$$

pour l'écluse ordinaire.

Appliquons ces formules à une chute de 3 mètres :

L'écluse ordinaire perdra à chaque éclusée

$$SH=232.96\times 3,00=698.88^{m^3}.$$

Son rendement sera pour un bateau de 300 tonnes

$$\frac{1}{1\times\frac{698}{300}}=\frac{1}{1\times 2.33}=0.30.$$

L'écluse à double siphon, au contraire, absorbera pour la manœuvre

$$Q=\frac{a+b\ (H-1)}{1000\ H\times 0.65}=\frac{24900+24000\times 2}{0.65\times 3\times 1000}=37^{m^3},38.$$

L'économie d'eau sera de

$$698.88-37.38=661.50$$

et le rendement

$$\frac{1}{1+\frac{a+b\,(H-1)}{1000\,v_{\iota}H.\,0.65}}=\frac{1}{1+\frac{72900}{390.000}}=\frac{1}{1+0.187}=0.84.$$

Il nous paraît que, comme conclusion à cette étude, nous pouvons affirmer :

1° Que l'écluse à double siphon, quelle qu'en soit la chute, réalise dans l'éclusage, des bateaux une économie d'eau considérable, et réduit ainsi dans de notables proportions, le volume des eaux nécessaires à la navigation ; son rendement comme machine élévatoire est comme conséquence très élevé ;

2° Les manœuvres sont sûres, faciles, sans danger ;

3° La durée du passage des bateaux n'est pas plus grande que dans le système ordinaire des écluses. Elle peut même être diminuée.

Si ce projet pouvait mériter la bienveillante attention des ingénieurs, si la haute expérience d'un grand nombre de nos lecteurs pouvait prêter le concours de sa critique éclairée à l'essai que nous avons tenté, si cette alliance toujours féconde de l'étude avec l'expérience portait ses fruits en marquant un nouveau progrès dans la construction des voies navigables, nous nous croirions amplement récompensé d'un travail, dont nous avons consigné dans cette note les quelques résultats.

---

# MÉLANGES

## II. — Les transports aériens a l'Exposition d'Anvers. — Note par M. Larmoyeux, ingénieur au corps des mines.

Les transports aériens, ainsi que leur nom l'indique, se font au moyen de bennes suspendues à des poulies, circulant sur des lignes aériennes, câbles, etc. ; ces bennes sont mises en mouvement par un câble au moyen d'une machine à vapeur ou de tout autre moteur.

Les premières installations remontent à une vingtaine d'années : elles ont été établies dans des localités très montagneuses de la Sardaigne, pour amener les minerais de la mine jusqu'aux endroits desservis par de bonnes routes ou des voies ferrées, et même jusqu'aux ports d'embarquement. Les transports aériens ont rendu de si grands services qu'ils ont reçu dans la suite de nombreuses applications. Dans certains cas les bennes sont mises en mouvement par l'action de la pesanteur, de même que les chariots sur les plans inclinés automoteurs, et un frein suffit pour ralentir la vitesse. Dans d'autres cas, les vases doivent monter à charge et le travail nécessaire pour vaincre l'action de la pesanteur est fourni soit par des machines, soit par des hommes, mais seulement pour les petites installations, devant être fréquemment déplacées, comme dans certaines carrières des environs de Paris, où les déchets sont amenés du fond de la carrière jusqu'au lieu de dépôt.

La faveur dont jouit ce mode de transport provient de la facilité avec laquelle il se plie aux accidents de terrain ; franchissant sans grande dépense les routes, les ravins, les rivières, demandant peu de place et coûtant peu comme installation, comparativement aux autres systèmes : il a été avantageusement employé dans certains charbonnages et usines en Belgique et à l'étranger, principalement en Allemagne.

Les installations suivantes étaient représentées à l'Exposition d'Anvers par des plans :

1° Celle de la Société de la Vieille-Montagne, à son usine de Flône;

2° Celle du charbonnage de Sainte-Barbe, à Bois-Planty lez-Floreffe;

3° Celle de l'usine à zinc de l'Austro-Belge, à Corphalie lez-Huy.

Le transport aérien du charbonnage de Houssu était représenté par un modèle.

Dans le compartiment allemand, des bouts de câble porteurs et moteurs, des appareils d'enclenchement, des bennes étaient exposés par MM. Bleichert et Pohlig, qui s'occupent spécialement de la construction et de l'établissement des transports aériens.

## DESCRIPTION DE QUELQUES TRANSPORTS AÉRIENS

La Société de la Vieille-Montagne a installé dans ses usines belges deux transports aériens : l'un à Tilff, pour relier ses laminoirs au chemin de fer de l'Etat, en passant par dessus l'Ourthe; le second à Flône, pour transporter les cendres de son usine établie dans la vallée, sur le sommet d'une colline voisine. Cette dernière installation est de beaucoup la plus importante, comme longueur et différence de niveau entre les points extrêmes. Le problème à résoudre était celui-ci :

Transporter en dix heures 180 tonnes de cendrées, scories, déchets de creusets, etc., à une distance de 370 mètres et à une hauteur de 88 mètres, en passant par dessus les roches escarpées bordant la route de Liége à Huy, avec une pente atteignant près de l'usine jusque 35 p. °/₀ (fig. 1, pl. XVII).

On a employé des câbles porteurs en acier doux, ayant, l'un $0^m,031$, et l'autre $0^m,023$ de diamètre, tendus respectivement par des poids de 4,700 et de 3,500 kilogrammes, et un câble moteur sans fin de $0^m,018$ de diamètre, tendu par un contrepoids de 2,800 kilogrammes : les bennes sont espacées de 50 mètres; leur vitesse ne dépasse pas $0^m,85$ par seconde.

Divers transports horizontaux ont été établis dans l'usine :

1° Un premier de 312 mètres de longueur, installé dans le sous-sol, pour amener les cendres des fours de réduction jusqu'au transport aérien décrit ci-dessus;

2° Un deuxième de 150 mètres de longueur entre les lavoirs et les fours;

3° Un troisième de 120 mètres de longueur entre les lavoirs et la station de départ du transport aérien décrit plus haut.

Des balances permettent de relever au niveau de la station de départ les bennes circulant sur les lignes horizontales; celles-ci sont construites comme suit : des rails sont soutenus par des consoles en fonte, fixées à une certaine hauteur au dessus du sol et espacées de 2 à 3 mètres suivant que les bennes circulent à charge ou à vide (fig. 14, pl. XVII) : elles sont poussées par de jeunes ouvriers.

Le coût de toutes ces installations s'élève à 100,000 francs, dont 80,000 francs pour le transport aérien proprement dit, y compris l'installation d'une machine de la force de 7 chevaux.

*Transport aérien de l'usine de Corphalie* (fig. 2, pl. XVII). — Les cendres de cette usine à zinc étaient auparavant transportées par bateau sur une île de la Meuse, située en face de l'établissement : l'établissement et l'île sont aujourd'hui reliés par une ligne aérienne de 125 mètres de longueur, présentant une différence de niveau de 18 mètres entre ses points extrêmes et une pente maximum de 35 p. °/₀.

Quantité à transporter en dix heures : 130 tonnes.

Vitesse par seconde : 1ᵐ,20; espacement des bagues du câble moteur : 62ᵐ,50.

Les câbles moteurs ont 0ᵐ,030 et 0ᵐ,023 de diamètre; ils sont formés de fils ayant respectivement 0ᵐ,006 et 0ᵐ,0046 de diamètre : le câble moteur a 0ᵐ,016 de diamètre; il est tendu par un poids de 900 kilogrammes.

Le coût de l'installation s'est élevé à 14,000 francs, en y comprenant l'appropriation de la poulie motrice.

*Transport aérien du charbonnage Sainte-Barbe* (fig. 3, pl. XVII). — Longueur : 650 mètres; différence d'altitude entre les points extrêmes : 14 mètres, s'élevant à 18 mètres entre le point le plus élevé et celui le plus bas; pente maximum : 10 p. °/₀.

Les bennes descendent à charge.

Quantité à transporter en dix heures : 200 tonnes.

Vitesse par seconde : 1ᵐ,50.

Les câbles porteurs ont respectivement 0ᵐ,031 et 0ᵐ,023 de diamètre et le câble moteur 0ᵐ,015. Les renseignements sur les poids des contrepoids tendeurs font défaut.

Cette installation a coûté 48,000 francs, machine comprise.

*Charbonnage de Houssu.* — Longueur du transport : 150 mètres;

différence de niveau entre les points extrêmes : 25 mètres; pente maximum : 20 p. °/₀.

Quantité à transporter en dix heures : 200 tonnes.

Vitesse par seconde : $1^m,50$.

Diamètre des câbles porteurs : $0^m,030$ et $0^m,023$ ; les poids tendeurs ont respectivement 4,500 et 3,500 kilogrammes. Diamètre du câble moteur : $0^m,015$.

## DU TRANSPORT AÉRIEN EN GÉNÉRAL

Nous examinerons successivement chacun des éléments constitutifs des transports aériens : supports, câbles porteurs et moteurs, et bennes.

*Supports.* — La ligne aérienne doit être soutenue de distance en distance par des supports, à moins que les points extrêmes soient fort élevés ou les câbles fortement tendus : mais pour des distances un peu grandes, il en résulte un notable accroissement de dépenses, si les câbles doivent être fortement tendus ou leurs points d'appui considérablement surélevés.

Cependant on a quelquefois franchi d'une seule portée des distances de 300 mètres lorsqu'on devait passer au dessus de ravins larges et profonds.

Les supports sont plus ou moins espacés suivant les accidents de terrain, à des intervalles égaux autant que possible, pour répartir les charges le plus uniformément : dans les installations décrites plus haut ils sont distants au maximum de 78 mètres, en moyenne de 50 à 60 mètres. Ils sont construits en bois ou en fer : ceux en fer de moins de 7 mètres de hauteur sont parfois plantés directement dans le sol (fig. 7, pl. XVII) ; il vaut mieux, afin d'éviter les tassements inégaux, de les asseoir sur de la maçonnerie et de les y boulonner : ceux de plus de 7 mètres de hauteur sont construits en forme de pyramide quadrangulaire ; cette disposition permet d'obtenir une solidité et une rigidité très grandes. Les figures 8 et 9 de la planche XVII indiquent le mode de construction suivi pour les supports en bois ayant de 6 à 8 mètres de hauteur (fig. 8) et davantage (fig. 9) ; ces derniers sont formés de quatre poussards obliques arcboutés contre un montant vertical, à la tête duquel est fixé un chapeau pour soutenir les câbles porteurs.

Les supports en bois ont rarement plus de 18 mètres : il en est de plus élevés, comme ceux du transport aérien de la Société de la Vieille Montagne à Tilff, qui ont à supporter des charges considérables.

Le charbonnage de Monceau-Fontaine vient d'installer, entre son puits n° 10 et le terri, un transport aérien de 600 mètres de longueur; il a employé un mode de construction très ingénieux pour un des supports, placé près du terri, qui a 30 mètres de hauteur : ce dernier est construit avec huit poussars obliques et un montant vertical, reliés entre eux en plusieurs points et formés chacun de deux pièces de bois de 15 mètres de longueur, dont les extrémités, placées bout à bout, sont solidement emprisonnées dans deux moitiés de manchon cylindrique de 2 mètres de longueur, en tôle de $0^m,010$; ces deux moitiés de manchon sont réunies par des boulons fortement serrés. Quoique les montants et les poussars soient en deux pièces, le support présente une rigidité suffisante pour les charges de 300 kilogrammes par benne qu'il doit supporter.

Le bois présente l'avantage de s'assembler facilement à peu de frais et sur place : il peut être fixé directement dans le sol; il convient pour des poteaux peu élevés; lorsque ceux-ci ont de 16 à 18 mètres de hauteur, le bois n'offre plus d'avantage marqué sur le fer, qui mérite la préférence lorsque les supports sont plus élevés, doivent durer longtemps et supporter des charges considérables.

Les lignes aériennes comprennent généralement deux câbles porteurs : celles à simple voie ne conviennent que pour des transports peu importants et des installations de faible durée; nous les laisserons de côté : ce qui sera dit des unes pourra s'appliquer aux autres.

Les câbles porteurs reposent sur le chapeau placé au sommet des supports, par l'intermédiaire d'une pièce fixe en fonte ou d'un petit chariot mobile en fonte capable de se déplacer, de $0^m,05$ à $0^m,10$ : une course plus longue amènerait des complications dans la construction; le chariot paraît préférable, parce qu'il est susceptible de se déplacer avec le câble, lors des variations de température, etc.; mais cet avantage est plus apparent que réel, car à chaque passage des bennes le câble s'applique forcément sur toute la longueur du chariot, qui ne dépasse pas $0^m,15$ à $0^m,20$, se plie suivant les extrémités légèrement arrondies de celui-ci et finit par se détériorer.

En outre, un déplacement du chariot de $0^m,05$ à $0^m,10$ ne suffit pas pour empêcher le glissement du câble sur celui-ci, dans le cas d'une ligne aérienne un peu longue, s'allongeant par suite de sa propre tension et des variations de température : on constate la plupart du temps que le chariot reste à fond de sa course.

On empêche l'usure de toujours se produire au même endroit, en changeant de temps à autre le point d'appui du câble. M. Bleichert est parvenu à supprimer cette manœuvre, tout en évitant les détériorations de se produire, en employant des supports fixes en fonte présentant une courbure de 2m,50 de rayon, ayant une longueur de 0m,45 à 0m,50 plus grande que celle comprise entre les deux roues de suspension des bennes : le câble ne repose plus sur toute la longueur du support, même lors du passage des chariots; d'après cet inventeur, avec des surfaces de glissement convenablement lubrifiées à la graisse, l'usure serait insignifiante : un de ses ingénieurs aurait fait couper au point d'appui un câble porteur servant depuis plusieurs mois, qui n'aurait jamais été déplacé, et il aurait constaté que malgré l'ovalisation des fils, ceux-ci n'avaient perdu qu'une fraction insignifiante de leur poids, en tenant compte de leur allongement.

Les câbles doivent être très flexibles : aussi sont-ils fabriqués en acier doux fondu au creuset ou en acier Thomas Gilchrist; ils sont formés de fils d'un diamètre relativement fort pour les câbles porteurs, 0m,006 pour la ligne à charge et 0m,004 pour la ligne à vide et 0m,0015 pour le câble moteur : ce dernier a parfois été construit avec une âme en chanvre, afin d'obtenir un meilleur enroulement sur les poulies; mais à cause du grand diamètre de celles-ci, ce système n'a pas présenté d'avantage marqué.

Les câbles sont attachés au chevalement d'une des stations, et à l'autre, à des chaînes de contrepoids ou des vis, de la manière suivante : on engage un des bouts dans la petite base d'un manchon conique en acier, à l'intérieur duquel on détord les fils, et on coule un alliage fusible qui fait corps avec le tout. Sur la grande base du manchon on visse un bouchon portant un œillet.

Le même mode d'attache est suivi pour réunir deux bouts de câbles porteurs, avec cette différence que les deux manchons, filetés à l'intérieur en sens inverse, se vissent sur une même pièce d'acier filetée en sens inverse à ses extrémités : le tout est maintenu en place par des goupilles traversant le manchon et la pièce d'acier.

Les vis permettent de donner très économiquement la tension voulue aux câbles porteurs : elles conviennent pour des installations de faible longueur comme à Corphalie (125 mètres); mais elles se prêtent moins bien que les contrepoids pour obtenir une tension toujours uniforme, surtout lors de changements brusques de température.

Les bennes sont mises en mouvement par un câble sans fin, qui est soutenu de distance en distance par les appareils d'enclenchement des chariots et par les rouleaux placés à 2 mètres sous le chapeau des supports, et uniquement par ceux-ci lorsque toutes les bennes sont retirées de la ligne (fig. 1, 2, 3, pl. XVII).

De nombreux appareils d'enclenchement ont été inventés pour accoupler et désaccoupler le câble moteur aux bennes : en principe, l'accouplement se fait à la main, le désaccouplement automatiquement, nous reviendrons plus loin sur ce sujet.

A la station de départ, le câble moteur s'enroule sur deux poulies de 1m,60 de diamètre au minimum (fig. 4, pl. XVII), dont l'une sert à augmenter l'adhérence, et dont l'autre reçoit son mouvement d'une machine : il s'engage, à la gare de réception, sur une poulie horizontale, reliée par une chaîne à un contrepoids, qui donne la tension voulue : celui-ci pèse à l'Usine de Flône 2,800 kilogrammes, à celle de Corphalie 900 kilogrammes.

Les vases sont suspendus à une balance portée par deux roues à gorge circulant sur le câble porteur, par une tringle de suspension bifurquée et coudée de façon à amener dans le même plan vertical le centre de gravité de tout le système, soit plein soit vide, les roues de suspension et l'appareil d'enclenchement. L'axe de suspension du vase proprement dit, qui reçoit la charge, est disposé de telle façon qu'à charge son centre de gravité se trouve un peu en dessous de cet axe : on évite les retournements intempestifs en plaçant, au bord supérieur du vase, une fourche qui, rabattue, emprisonne un des montants de la tringle de suspension : une cliche oscillante, attachée à cette tringle, empêche la fourche de se relever; pour la relever, on doit faire glisser la cliche (elle est représentée fig. 14, pl. XVII).

La capacité des vases varie entre 150 et 500 litres, rarement davantage, généralement, entre 200 et 300 litres, suivant la nature et le nombre de charges à transporter.

Au charbonnage de Sainte-Barbe, les bennes contiennent 250 kilogrammes de charbon, ordinairement 200 kilogrammes. A Corphalie, les vases ont une contenance de 166lit.,67, et reçoivent une charge de 190 kilogrammes de cendres, ils pèsent 46 kilogrammes, et 90 kilogrammes en ordre de marche avec leurs tringles de suspension; le rapport du poids mort au poids utile s'élève à 42 p. %.

Les bennes en usage à l'Usine de Flône pèsent vides 80 kilogrammes,

et en ordre de marche, avec les appareils de suspension, 142 kilogrammes, elles peuvent contenir 300 kilogrammes de cendres et scories : le rapport entre le poids mort et le poids utile est de 47 p. °/₀, il descend à 38 p. °/₀, lorsque les bennes reçoivent une charge de 380 kilogrammes, poids pour lequel elles ont été conditionnées.

De l'examen de ces chiffres il résulte que le poids mort ne dépasse pas 50 p. °/₀ du poids utile, et qu'il descend beaucoup en dessous, dans certains cas.

Les résistances passives dans les transports aériens, consistent, pour la plupart, en frottement de roulement, provenant de la circulation des bennes sur les câbles porteurs : elles sont peu importantes ainsi qu'on pourra s'en convaincre par les exemples suivants.

A Corphalie, une force motrice de 2 chevaux suffit pour transporter en une heure à 125 mètres de distance et à 18 mètres de hauteur 13 à 14 tonnes de scories et de cendres : rendement de la machine 50 p. °/₀ en ne tenant compte que du travail pour élever la charge.

A Flône, une machine de la force de 12 chevaux, transporte en une heure 18 tonnes de cendres, à 370 mètres de distance et à 88 mètres de hauteur : actuellement elle ne développe qu'une force de 7 chevaux et ne transporte que la moitié de la charge pour laquelle elle a été construite, son rendement s'élève à 50 p. °/₀, abstraction faite des frottements et des résistances passives.

Au charbonnage de Sainte-Barbe, les chariots descendent à charge, la différence de niveau entre les points extrêmes est de 14 mètres, pour une longueur de 650 mètres ; cette faible pente suffit pour faire fonctionner automatiquement tout le système comme plan incliné automateur, bien que la différence de niveau de 14 mètres entre les points extrêmes s'élève à $18^{m},50$ entre le point le plus élevé et celui le plus bas (fig. 3, pl. XVII), cependant on a installé une machine de 8 chevaux, afin de pouvoir retirer à un moment quelconque, notamment à la fin de la journée, toutes les bennes de la ligne.

En supposant la pente uniforme sur toute la longueur du transport, on trouve qu'elle est de 2.15 p. °/₀, elle suffit pour mettre tout en mouvement, quoique la ligne soit en rampe, puis en pente ; on a dû installer un frein pour modérer la vitesse de la descente des bennes.

*Appareils d'accouplement.* — Beaucoup d'appareils, tous fort ingénieux, ont été inventés pour permettre l'accouplement du câble moteur aux bennes, ils peuvent se diviser en deux grandes classes.

1° Appareils à coïncement pour des pentes inférieures à 1 sur 6, soit 9°30′; ils se subdivisent en deux catégories.

2° Appareils à pince pour pente supérieure à 1 sur 6.

Ceux-ci peuvent remplacer les appareils de la première classe, mais, à cause de leur complication, on leur préfère les premiers.

*Appareils d'enclenchement de la première classe.* — Ils se subdivisent en deux catégories : les appareils à came, pour pente très faible, ceux à disque, pour pente plus prononcée.

Les premiers consistent en une came qu'on peut manœuvrer à la main ; à l'une des stations, on amène la benne sur le câble porteur, de telle façon que le câble moteur glisse sur une poulie spéciale fixée aux tringles de suspension (fig. 7, pl. XVII); lorsqu'on relève la came, celle-ci, au moyen d'un cercle monté excentriquement sur son axe, fait descendre une pièce qui vient presser et coïncer le câble moteur sur la poulie, la benne est alors entraînée par le câble moteur.

A la station de réception, le déclenchement est automatique; lorsque le chariot quitte le câble porteur pour s'engager sur l'aiguille de raccordement deux rails placés horizontalement et supportés par des consoles en fonte (fig. 4, 5, 6, pl. XVII), il rencontre une pièce fixe en fer, qui force la came à s'abaisser, et permet l'échappement du câble moteur.

Les seconds sont à disques (fig. 13, pl. XVII), ils sont formés de deux plateaux, dont l'un est fixé d'une manière invariable aux tringles de suspension, et l'autre, mobile, est monté sur le même axe que le premier, ils peuvent être éloignés ou rapprochés l'un de l'autre, en faisant tourner la main *M*. Un ressort, placé entre les deux disques, tend à les éloigner l'un de l'autre ; pour coïncer le câble moteur, on l'amène entre les deux plateaux, et on fait tourner la main *M* dans le sens du filet de la vis, jusqu'au moment où le petit verrou *V* vient se loger dans l'encoche *E*.

On peut obtenir un coïncement plus ou moins énergique, en faisant tourner l'écrou qui porte à son extrémité la tige qui traverse les deux disques.

Le déclenchement est automatique, la petite tige articulée *V′*, à la gare de réception, soulève le verrou *V* lorsqu'elle rencontre le décrochoir; la main *M* décrit alors une demi-révolution, éloigne par ce mouvement le plateau mobile, et l'échappement du câble moteur se produit. Le coïncement est plus énergique avec les appareils de cette catégorie qu'avec ceux de la précédente, ils ont donné tous deux de bons résultats.

On répartit à des intervalles égaux les bennes, en plaçant à une certaine distance de leur point de départ, une sonnette qu'elles agitent en passant, et en engageant alors une nouvelle benne sur la ligne.

Les appareils d'enclenchement de la seconde classe sont armés de pinces qui saisissent entre leurs dents des bagues en acier de $0^m,055$ environ de longueur, fixées au câble moteur au moyen de goupilles matées avec soin, et placés à des intervalles égaux, variant suivant les installations, entre 50 et 65 mètres (fig. 12, pl. XVII).

Lorsque l'appareil d'enclenchement est abaissé de telle façon que le câble moteur passe entre les dents de la pince, à un moment donné la bague rencontre et soulève une des dents qui retombe, après son passage, sous l'action d'un ressort de rappel ; la bague demeure emprisonnée et entraîne la benne dans son mouvement. Le déclenchement est automatique comme dans les autres appareils ; lorsque la pince est abaissée pour saisir la bague, la poignée servant à la manœuvre de l'appareil est levée ; elle rencontre à la gare de réception une pièce fixe en fer qui la force à s'abaisser ; la pince devenue libre, se soulève sous l'action de ressorts de rappel, et le câble s'échappe.

Un appareil, fondé sur le même principe, mais différent dans ses dispositions, est employé à l'usine de Flône ; il est armé d'une pince dont une des dents est mobile comme dans l'exemple ci-dessus, il porte à son sommet un crochet horizontal (fig. 10 et 11, pl. XVII).

A la gare de réception, une pièce inclinée en fer, se présente dans la bouche du crochet, la soulève et déclenche le câble ; un petit ressort à boudin empêche la partie soulevée de retomber ; il pousse un petit verrou dans le crochet soulevé ; il est visible de l'extérieur; en agissant dessus, on peut faire retomber le crochet.

M. Bleichert a imaginé un coin pour caler les roues de suspension en cas de rupture du câble moteur, et empêcher les bennes de revenir à leur point de départ ; ce coin est fixé sur la balance de suspension entre les deux roues (fig. 16, pl. XVII) ; il a un peu de jeu sur son axe et présente un diamètre plus grand suivant $AB$ que suivant $CD$, de sorte qu'il n'empêche pas les roues de tourner dans le sens indiqué par la flèche, mais les calc de suite pour peu qu'elles tournent en sens inverse.

En cas de rupture du câble moteur, ce coin peut rendre des services en empêchant les bennes montantes de revenir à leur point de départ, mais non les descendantes ; elles reviendront toutes à la station infé-

rieure si la pente suffit pour provoquer le glissement sur les câbles porteurs ; on peut prévenir ces accidents avec des visites attentives du câble moteur.

*Entretien.* — Les câbles se détériorent rapidement s'ils ne sont pas convenablement entretenus : ils demandent un goudronnage fréquent, particulièrement celui qui est soumis à un perpétuel mouvement de va-et-vient, et qui doit être goudronné tous les 8 jours ; ce travail s'exécute facilement même pour les câbles porteurs : un ouvrier les goudronne en se rendant dans une benne d'une station à l'autre.

Les supports en fonte sur lesquels les câbles porteurs reposent, doivent être graissés fréquemment. Les roues de suspension des bennes, et la poulie des appareils d'enclenchement, renferment en elles-mêmes de petites boîtes cylindriques, remplies de la provision de graisse pour 8 à 10 jours, et bouchées par un boulon portant des encoches dans lesquelles vient se loger l'extrémité d'un petit ressort qui l'empêche de se dévisser : le boulon fait refluer la graisse sur les pièces en mouvement par des trous capillaires lorsqu'on le tourne.

Il convient de faire faire aux câbles porteurs, deux à trois fois par an, 1/4 de tour sur eux-mêmes et de déplacer la partie qui s'applique sur les supports afin d'obtenir partout une usure égale ; ces déplacements paraîtront d'autant plus nécessaires que la durée des câbles est très limitée et n'a pas dépassé 3 1/2 ans jusqu'aujourd'hui, alors que les promoteurs pensaient qu'elle aurait été de 6 à 7 ans pour les câbles porteurs et de 3 1/2 à 4 ans, pour les câbles moteurs ; quelques-uns d'entre eux ont été renouvelés complètement au bout d'une année, tandis que d'autres, provenant du même fabricant, placés dans les mêmes conditions, résistaient pendant 3 à 3 1/2 années. Les renseignements sont trop peu nombreux pour déterminer avec certitude la durée moyenne d'un câble ; les installations étant de date trop récente : pour éviter tout mécompte nous supposerons que sa durée ne dépasse pas 3 ans, pour arriver à calculer le coût du transport d'une tonne.

*Personnel employé.* — Le personnel employé à chacune des gares, comprend deux ouvriers : l'un chargé de recevoir les bennes, de les conduire au point de chargement ou de déchargement, et de les ramener à la gare, l'autre d'accoupler les bennes au câble moteur ; une troisième personne devient nécessaire lorsque le trajet aller et retour dépasse 30 mètres ; dans beaucoup de cas le personnel est plus considérable, suivant la disposition des lieux, le mode de chargement par trémie ou à l'escoupe, etc.

M. le baron de Coppin a bien voulu me communiquer les renseignements suivants sur le transport aérien qu'il a installé au charbonnage de Sainte-Barbe qu'il administre.

Les câbles porteurs en acier doux, de 675 mètres de longueur, ayant $0^{m},023$ et $0^{m},031$ de diamère, ont coûté, pris en Allemagne, 4,870 francs; le câble moteur de $0^{m},015$ de diamètre et de 1,350 mètres de longueur, 1,855 francs.

Le coût de l'installation s'est élevé, machine comprise, à 48,000 francs, non compris 4,600 francs pour le raccordement à la station de Floreffe.

Le personnel se compose de :

| | | |
|---|---|---|
| A la gare de départ 1 homme pour enclencher à | fr. 2-00 | = 2-00 |
| Id. de réception 1 id. id. | 2-00 | = 2-00 |
| Plus 2 gamins à 1 franc pour les différentes manœuvres | 1-00 | = 2-00 |
| Total . . 4 ouvriers. | fr. | 6-00 |

La dépense en graisse est peu considérable; elle n'a pu être séparée de celle des autres services. Ce transport aérien a exigé très peu de frais d'entretien et de réparation.

Avec ces données, nous pouvons calculer le coût du transport d'une tonne; les bennes chargées font remonter celles qui sont vides.

Quantité transportée par jour, 200 tonnes.

| | |
|---|---|
| Salaire du personnel par jour . . . . . . . . . . fr. | 6-00 |
| Amortissement (10 ans pour le tout, et 3 ans pour les câbles). Soit 41,275 francs à amortir en 10 ans, soit fr. 4,127.5 par an . . . . . . . . . . . . . . . . . . . . | 14-25 |
| Et 6,725 francs à amortir en 3 ans, soit 2,241 francs par an | 7-47 |
| Consommation de charbon . . . . . . . . . . . | » |
| Consommation d'huile, graisse, réparation pour mémoire . | » |
| Dépense journalière . . . fr. | 27-72 |

Dépense par tonne, fr. 0-138, et par tonne-kilomètre fr. 0-167 plus fr. 0-03 de main-d'œuvre, en tout fr. 0-197, huiles et graisses non comprises.

Les renseignements suivants sur le transport aérien de Flône, sont dus à l'obligeance de M. Petry, directeur de l'Usine de Flône.

Les câbles porteurs ont 0m,031 et 0m,023 de diamètre; ils pèsent respectivement 9kil,88 et 5kil,22.

En 1886 on a transporté 43,000 tonnes de résidus, soit 143 tonnes par jour, avec une dépense de 16,000 francs se décomposant comme suit :

| | | |
|---|---|---|
| Consommation de charbon, etc. pour la machine . . | fr. | 2,100 |
| Main-d'œuvre. . . . . . . . . . . . . . . . | | 9,040 |
| Réparations, entretien et complément de matériel . . | | 4,860 |
| Total . . . | fr. | 16,000 |

Le poste de 4,860 francs comprend le remplacement d'un bout important du câble porteur de 23 mètres, ainsi qu'un complément de matériel.

La consommation d'huile et graisse s'est élevée à 200 kilogrammes par an, pour la machine et 160 kilogrammes pour les appareils du transport aérien.

Le personnel comprend 12 personnes :

1 surveillant,
1 machiniste,
4 ouvriers dont 1 gamin, à la station de départ, pour le service des balances, mettant en communication le transport aérien avec les divers transports horizontaux desservant les caves et le chargement des bennes par trémie,
2 ouvriers pour l'accrochage des bennes au départ,
1 gamin idem,
2 ouvriers à la station d'arrivée,
1 gamin idem,

12 personnes entraînant une dépense de fr. 30-10.

Le coût du transport d'une tonne peut être calculé comme suit; la quantité transportée en 1886 s'élevant à 43,000 tonnes.

| | | | |
|---|---|---|---|
| Machine . . . . . . . . . . . . . | fr. | 0-050 | par tonne. |
| Main-d'œuvre . . . . . . . . . . . | | 0-210 | id. |
| Réparations, entretien et complément de matériel | | 0-113 | id. |
| Total . . . | fr. | 0-373 | |

et par tonne-kilomètre $0\text{-}163 \times \frac{1000}{370} = 0\text{-}441 + 0\text{-}21$ de main-d'œuvre = fr. 0-651.

Ajoutons l'amortissement de l'installation qui s'est élevée à 80,000 francs, dont 3,400 + 1,100 = 4,500 francs pour les câbles ; soit 75,500 francs à amortir en 10 ans.

(L'établissement de ce transport, a présenté beaucoup de difficultés, par suite du creusement de tranchées dans la dolomie, la construction de maçonnerie dans les schistes alunifères ; le transport des matériaux s'est fait dans des conditions fort difficiles).

| | | |
|---|---|---|
| Amortissement de 75,500 francs en 10 ans, soit par an | . fr. | 7,550 |
| Id. des câbles en 3 ans (4,500 francs) . . . . | | 1,500 |
| Total . . . | fr. | 9,050 |
| L'amortissement à la tonne s'élève à . . . . . . . . | . fr. | 0-209 |
| La dépense par tonne id. . . . . . . . . . | | 0-373 |
| Total . . . | fr. | 0-582 |

Dépense par tonne kilométrique, 1,253 francs dont fr. 0-592 d'amortissement.

Dans tous ces calculs, ainsi que dans ceux qui suivront, nous ne tenons pas compte de la valeur des câbles mis hors de service ; nous supposons qu'elle compense la dépense en main-d'œuvre pour la mise en place des nouveaux câbles, bien qu'elle soit légèrement supérieure.

Les chiffres suivants m'ont été fort obligeamment fournis par M. Brixhe, directeur de l'Austro-Belge sur le transport aérien qui fonctionne à Corphalie, depuis 2 ans.

La vitesse de translation est de 1,20 par seconde ; il faut 3'40" à une benne pour accomplir le trajet aller et retour d'où 16.4 voyages par heure ; quatre bennes emportant chacune 190 kilogrammes de cendres circulent sur la ligne ; la quantité transportée par heure s'élève à 12,400 kilogrammes ; cette vitesse de 1$^{m}$,20 est plus que suffisante pour le transport de 100 tonnes par journée de travail ; elle pourrait être augmentée de façon à transporter de 14 à 15 tonnes par heure.

Le mouvement est transmis par une poulie prenant son mouvement sur l'arbre moteur traversant les ateliers ; la force nécessaire pour faire fonctionner le transport aérien, est évaluée à 2 chevaux ; la consommation en huile et graisse s'élève à fr. 0-70 par jour.

Le personnel comprend :

*1° Station de départ.*

1 accrocheur,
1 décrocheur (gamin),
3 manœuvres pour le chargement.

*2° Station d'arrivée.*

1 accrocheur.
1 décrocheur.
3 manœuvres pour conduire les bennes à destination, les verser et les ramener au câble.

Total . . 10

Dans les premiers temps, un seul homme suffisait pour cette besogne; aujourd'hui il en faut trois pour une distance de 30 mètres à partir du point de réception.

Le salaire moyen de ces ouvriers est de fr. 2-25 par jour.

En 1886, le câble a transporté 27,000 tonnes de cendres; les dépenses se sont élevées à :

| | | Par tonne. |
|---|---|---|
| Main-d'œuvre. . . . . . . . . . fr. | 6,825-31 | 0-252 |
| Entretien du matériel, huile, graisse, etc. . | 2,073-98 | 0-077 |
| Dépense de force motrice, évaluée à 150 francs par cheval, soit en tout 300 francs. . . | 300-00 | 0-013 |
| Total. . . . fr. | 9,199-29 | 0-342 |

Le poste de fr. 2,703,98 comprend l'entretien et la réparation des bennes, le remplacement plusieurs fois répété d'un petit câble transmettant le mouvement au câble moteur, le renouvellement de ce dernier, d'une valeur de 350 francs.

Après 12 mois de service, les câbles porteurs n'ont pas été remplacés; rien ne fait prévoir quand ils devront l'être.

L'amortissement comprend :

1° Celui des câbles porteurs 1,000 et moteur 350 = 1,350 francs; le câble moteur, d'une valeur de 350 francs qui a été remplacé, est compté dans le poste de fr. 2,073-98; l'amortissement sera réduit dans ces conditions à 450 — 350 = fr. . 100-00 soit 0-004 p^r tonne.

| | | | |
|---|---|---|---|
| 2° Amortissement en 10 ans de 14,000 — 1,350 = 12,650 soit . . | 1,265-00 | 0-047 | id. |
| Total . . . fr. | 1,365-00 | 0-051 | id. |

| | | | |
|---|---|---|---|
| A ajouter la dépense annuelle s'élevant à . . . . . . . . . . . | 9,199-29 | 0-342 | id. |
| Total . . . fr. | 10,564-29 | 0-393 | id. |

Le coût du transport d'une tonne revient à fr. 0-393, et d'une tonne kilométrique $(0,090 + 0,051) \times \frac{1000}{125} = 1,128 + 0,252$ de main-d'œuvre = fr. 1-38.

En supposant un transport de 140 tonnes par jour, au lieu de 90 tonnes, le prix de revient descend à fr. 0-251 par tonne, au lieu de fr. 0-393.

Le coût du graissage pour l'année 1886, s'établit comme suit :

| | | |
|---|---|---|
| 1° 35 kilogrammes de graisse spéciale fournie par le constructeur à fr. 1-50, pour le graissage, tous les 4 ou 5 mois, du câble porteur, 35 kilogrammes à . . . . . . . . . . . fr. | 1-50 = | 52-50 |
| 2° 50 kilogrammes de graisse pour le câble moteur à . . . . . . . . . . . . . . . | 0-60 = | 300-0 |
| 3° 25 kilogrammes de graisse pour les bennes à | 1-00 = | 25-00 |
| 4° 250 litres d'oléonaphte pour les autres organes à . . . . . . . . . . . . . . . | 0-40 = | 100-00 |
| Total . . . fr. | | 207-50 |

Le 4° comprend l'huile d'éclairage nécessaire pendant l'hiver.

Les transports aériens présentent de nombreux avantages :

1° Frais moindres de premier établissement.

Ils franchissent les routes, les ravins, les rivières, sans exiger de constructions spéciales, tels que ponts, etc., sauf cependant au dessus des routes fréquentées, pour éviter la chute de matières pondéreuses sur celles-ci.

2° Dépense de force motrice très faible.

Les vases en circulation sur une ligne, font équilibre à ceux de l'autre ; les masses en mouvement sont moins considérables qu'avec tout autre système, chaîne flottante, locomotive, etc. Le poids mort des bennes, atteint rarement 30 p. % de la charge utile, et demeure fréquemment en dessous de ce chiffre ; les frottements sont transformés pour la plupart en frottement de roulement.

3° Personnel minimum.

Le transport étant continu, exige comme celui par chaîne flottante le minimum de personnel.

Le seul inconvénient qu'il présente, c'est d'exiger le remplacement des câbles au bout de peu d'années ; mais il offre l'inestimable avantage de pouvoir fonctionner en tout temps, même de neige, alors que le service par locomotive ou par chaînes flottantes est fortement et parfois complètement entravé.

Le coût du transport d'une tonne-kilomètre descendrait de beaucoup en dessous des chiffres que nous avons obtenus, si la ligne aérienne transportait toute la quantité pour laquelle elle a été construite.

Les transports aériens conviennent surtout pour les pays montagneux pour franchir des pentes rapides.

| DÉSIGNATION de L'ÉTABLISSEMENT. | LONGUEUR TOTALE. | Différence de niveau entre les points extrêmes. | PENTE MAXIMUM. | Quantité à transporter par heure. | VITESSE par seconde. | DIAMÈTRE des câbles en millimètres. | | POIDS DES CABLES. | CONTREPOIDS tendeurs. | SUPPORTS. | | DISTANCE DES BAGUES du câble moteur. | Nombre de chariots engagés sur la ligne. |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | | | | | | Nombre. | Distance maximum. | | |
| | Mètres. | | p. ‰ | Kil. | | | | Kil. | Kil. | | Mèt. | Mètres. | |
| Charbonnage de Ste-Barbe, à Bois-Planty . . . . | 650 | 14 | 7 | 20000 | 1.5 | Porteur | 31 | » | Manque | » | » | » | » |
| | | | | | | Id. | 23 | » | Id. | 13 | 65 | Néant | » |
| | | | | | | Moteur | 15 | » | Id. | » | » | » | » |
| Usine de Flône . . . . . | 370 | 88 | 35 | 18000 | 0.85 | Porteur | 31 | 9.88 | 4700 | » | » | » | » |
| | | | | | | Id. | 23 | 5.22 | 3500 | 7 | 78 | 50.0 | 14 |
| | | | | | | Moteur | 18 | » | 2800 | » | » | » | » |
| Charbonnage de Houssu . . | 150 | 25 | 20 | 20000 | 1.5 | Porteur | 30 | » | 4500 | » | » | » | » |
| | | | | | | Id. | 23 | » | 3500 | 4 | » | » | » |
| | | | | | | Moteur | 15 | » | 600 | » | » | » | » |
| Société de Corphalie . . . | 125 | 18 | 30 | 12400 | 1.20 | Porteur | 30 | » | Néant | » | » | » | » |
| | | | | | | Id. | 23 | » | Id. | 2 | 71 | 62.5 | 4 |
| | | | | | | Moteur | 16 | 0.8 | 900 | » | » | » | » |

Mons le 31 décembre 1886.

# MÉLANGES.

## III. — Statistique des mines, minières, carrières, usines métallurgiques et appareils à vapeur de Belgique, pour l'année 1886, par M. Ém. Harzé, ingénieur en chef, directeur des mines au département de l'agriculture, de l'industrie et des travaux publics (1).

Nous rappellerons que le service des mines est partagé en deux divisions. La première comprend les provinces de Hainaut, de Brabant, de la Flandre orientale et de la Flandre occidentale; la seconde, les provinces de Liége, de Namur, de Luxembourg, de Limbourg et d'Anvers.

### § I. — Charbonnages.

En 1886, la production houillère du royaume s'est répartie comme suit :

| | Quantités (tonnes). | Valeurs (francs). |
|---|---|---|
| Hainaut | 12,801,540 | 105,453,000 |
| Namur | 384,660 | 2,462,000 |
| Liége | 4,099,343 | 34,627.000 |
| | 17,285,543 | 142,542,000 |

Comme quantité et valeur, elle est inférieure, respectivement de 152,060 tonnes et de 12,076,000 francs à celle de l'année précédente.

Le prix moyen de vente de la tonne, qui a continué à fléchir, s'est chiffré à fr. 8-25.

(1) Nous tenons à redire que les éléments de cette publication annuelle sont puisés dans le travail de la statistique générale des mines, usines et machines à vapeur, ainsi que dans les rapports adressés chaque année par les chefs de service de l'administration des mines à MM. les gouverneurs des provinces minières de Hainaut, de Liége et de Namur.

Les seules années qui, depuis 1830, ont été marquées par un prix de vente inférieur, sont les quatre de la période de 1849 à 1852.

Le nombre des sièges d'exploitation en activité s'est trouvé réduit à 280, soit 5 de moins qu'en 1885. Il y a eu en outre 79 sièges en réserve et 10 en construction.

Le tableau ci-dessous indique, pour les années 1876 et 1886, le nombre et la force des machines à vapeur qui ont desservi l'industrie houillère :

| MACHINES A VAPEUR. | 1876. | | 1886. | |
|---|---|---|---|---|
| | Nombre. | Chevaux vapeur. | Nombre. | Chevaux vapeur. |
| Machines d'extraction . . . . . | 480 | 46,575 | 439 | 61,724 |
| Id. d'exhaure. . . . . . | 188 | 31,813 | 199 | 31,565 |
| Id. d'aérage . . . . . . | 359 | 12,310 | 384 | 15,944 |
| Id. d'usages spéciaux . . . | 736 | 8,669 | 1,015 | 13,157 |
| Ensemble. . . | 1,763 | 99,367 | 2,037 | 122,390 |

Les couches exploitées en 1886 ont présenté une puissance moyenne de $0^m,65$. En 1884 et 1885, cette puissance avait été respectivement de $0^m,59$ et $0^m,63$.

L'avilissement du prix du charbon a donc eu pour effet l'abandon de l'exploitation de couches de faible puissance.

L'effet utile de l'ouvrier du fond a été de 228 tonnes, soit 4 tonnes de plus qu'en 1885.

Les charbonnages ont occupé 100,282 travailleurs. D'où, par rapport à l'année précédente, une diminution de 2,813 ouvriers, dont 1,665 femmes, garçons et filles du personnel du fond.

Cet effectif ouvrier se décompose comme suit :

| | HAINAUT. | NAMUR. | LIÉGE. | LE ROYAUME |
|---|---|---|---|---|
| | | A L'INTÉRIEUR. | | |
| Hommes . . . . . . . . | 46,043 | 1,381 | 15,487 | 62,911 |
| Femmes. . . . . . . . . | 3,285 | 31 | 195 | 3,511 |
| Garçons en dessous de 16 ans. | 6,145 | 154 | 1,749 | 8,048 |
| Filles en dessous de 16 ans. . | 1,092 | 18 | 23 | 1,133 |
| Ensemble. . . | 56,565 | 1,584 | 17,454 | 75,603 |
| | | A LA SURFACE. | | |
| Hommes . . . . . . . . | 12,237 | 470 | 3,674 | 16,381 |
| Femmes. . . . . . . . . | 2,518 | 73 | 1,018 | 3,609 |
| Garçons en dessous de 16 ans. | 1,926 | 102 | 407 | 2,435 |
| Filles en dessous de 16 ans. . | 1,854 | 47 | 353 | 2,254 |
| Ensemble. . . | 18,535 | 692 | 5,452 | 24,679 |
| Totaux . . . | 75,100 | 2,276 | 22,906 | 100,282 |

De même que l'année précédente, nous rechercherons dans cette répartition l'influence de l'art. 69 du règlement du 28 avril 1884, qui exclut des travaux intérieurs les garçons de moins de 12 ans et les filles de moins de 14 ans.

Cette influence ressort du tableau ci-après :

## Population intérieure des charbonnages.

| | 1re DIVISION DES MINES. (HAINAUT). | | | 2e DIVISION DES MINES. (LIÉGE ET NAMUR). | | | LE ROYAUME. | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | 1883. | 1885. | 1886. | 1883. | 1885. | 1886. | 1883. | 1885. | 1886. |
| Hommes | 45,852 | 45,551 | 46,043 | 17,978 | 17,786 | 16,868 | 63,830 | 63,337 | 62,911 |
| Femmes | 4,244 | 3,995 | 3,285 | 365 | 261 | 226 | 4,609 | 4,256 | 3,511 |
| Garçons de moins de 16 ans | 7,568 | 6,534 | 6,145 | 2,046 | 1,955 | 1,943 | 9,614 | 8,489 | 8,048 |
| Filles id. | 2,658 | 1,582 | 1,092 | 58 | 30 | 41 | 2,716 | 1,612 | 1,133 |
| Ensemble. | 60,322 | 57,662 | 56,565 | 20,447 | 20,032 | 19,078 | 80,769 | 77,694 | 75,603 |
| **PAR MILLE OUVRIERS.** | | | | | | | | | |
| Hommes | 760 | 790 | 814 | 879 | 888 | 884 | 790 | 815 | 832 |
| Femmes | 70 | 69 | 58 | 18 | 13 | 12 | 57 | 55 | 46 |
| Garçons de moins de 16 ans | 126 | 113 | 109 | 100 | 98 | 102 | 119 | 109 | 107 |
| Filles id. | 44 | 28 | 19 | 3 | 1 | 2 | 34 | 21 | 15 |
| Ensemble. | 1,000 | 1,000 | 1,000 | 1,000 | 1,000 | 1,000 | 1,000 | 1,000 | 1,000 |

Il y a donc eu, de 1883 à 1886, une diminution de 56 p. % du nombre proportionnel des filles et une diminution de 10 p. % de celui des garçons (1).

En outre, le nombre proportionnel des femmes a fléchi de 20 p. %.

En faisant le même travail comparatif pour le personnel de la surface, on arrive aux chiffres suivants :

(1) On remarquera que de 1885 à 1886, la proportion des filles s'est accrue de 1 p. 1000 dans la deuxième division des mines. Mais la comparaison s'établit ici entre des nombres très minimes qu'influent sensiblement de petites fluctuations dans le personnel ouvrier des quelques charbonnages où l'on admet encore la femme dans les travaux. Telles sont notamment quelques exploitations avoisinant le Hainaut. D'ailleurs, on remarquera qu'il y a plus que compensation dans la dite division par la diminution du nombre des femmes.

## Population extérieure des charbonnages.

| | 1re DIVISION DES MINES. (HAINAUT). | | | 2e DIVISION DES MINES. (LIÈGE ET NAMUR). | | | LE ROYAUME. | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | 1883. | 1885. | 1886. | 1883. | 1885. | 1886. | 1883. | 1885. | 1886. |
| Hommes | 12,333 | 12,543 | 12,237 | 4,432 | 4,161 | 4,144 | 16,765 | 16,704 | 16.381 |
| Femmes | 2,440 | 2,709 | 2,518 | 1,213 | 1,138 | 1,091 | 3,653 | 3,847 | 3,609 |
| Garçons de moins de 16 ans | 1,990 | 2,113 | 1,926 | 557 | 496 | 509 | 2,547 | 2,609 | 2,435 |
| Filles id. | 2,044 | 1,838 | 1,854 | 474 | 403 | 400 | 2,518 | 2,241 | 2,254 |
| Ensemble. | 18,807 | 19,203 | 18,535 | 6,676 | 6,198 | 6,144 | 25,483 | 25,401 | 24,679 |
| **PAR MILLE OUVRIERS.** | | | | | | | | | |
| Hommes | 656 | 653 | 660 | 664 | 671 | 674 | 658 | 658 | 664 |
| Femmes | 129 | 141 | 136 | 182 | 184 | 178 | 143 | 151 | 146 |
| Garçons de moins de 16 ans | 106 | 110 | 104 | 83 | 80 | 83 | 100 | 103 | 99 |
| Filles id. | 109 | 96 | 100 | 71 | 65 | 65 | 99 | 88 | 91 |
| Ensemble. | 1,000 | 1,000 | 1,000 | 1,000 | 1,000 | 1,000 | 1,000 | 1,000 | 1,000 |

Le nombre proportionnel de femmes (adultes et filles réunies) tend encore ici à diminuer, mais d'une manière peu sensible.

Il a été payé en salaires aux 100,282 ouvriers de l'industrie houillère la somme de 78,564,000 francs. D'où un salaire moyen annuel par ouvrier de 783 francs ; ce salaire est inférieur à celui de l'année précédente, de 29 francs.

En réalité, si l'on considère la diminution de la proportion des *demi-travailleurs* dans le personnel ouvrier (femmes, garçons, filles, vieillards) durant ces dernières années, la baisse du salaire est même un peu plus accentuée que ne l'indiquent les chiffres de la statistique.

Comme précédemment, c'est dans la province de Liége et au Centre que le salaire est le plus élevé. C'est au Couchant de Mons et dans la province de Namur que le travail du houilleur est le moins rémunéré.

Les chiffres suivants indiquent les salaires annuels moyens dans les différentes régions houillères du pays pour les années 1885 et 1886.

| | | 1885. | 1886. | En moins. |
|---|---|---|---|---|
| Hainaut. | Couchant de Mons . fr. | 756 | 712 | 44 |
| | Centre . . . . . . | 862 | 815 | 47 |
| | Charleroi . . . . . | 783 | 762 | 21 |
| Namur (région peu importante) . . | | 692 | 686 | 6 |
| Liége . . . . . . . . . . . | | 883 | 867 | 16 |

Le salaire moyen de la journée de travail (hommes, femmes, garçons et filles, tant de l'intérieur que de la surface), a été de fr. 2-75 pour

$$\frac{783}{2\text{-}75} = 285 \text{ jours de travail.}$$

Ce salaire journalier se décompose comme suit :

| | |
|---|---|
| Ouvriers de la surface. . . . . . fr. | 2-17 |
| Ouvriers de l'intérieur . . . . . . | 2-94 |

On peut évaluer à fr. 1-70, fr. 1-45 et fr. 1-25 les salaires journaliers et respectifs des femmes, des garçons et des filles du personnel du fond ; ce qui établit pour l'ouvrier houilleur au dessus de seize ans un salaire de fr. 3-23.

En répartissant le salaire annuel sur le nombre fictif de 300 jours de travail, le prix moyen de la journée de cet ouvrier se réduirait à fr. 3-07.

Voici comment se chiffrent les dépenses effectuées en 1886 :

| | | |
|---|---|---|
| Salaires . . . . . | fr. | 78,564,000 |
| Autres frais. . . . . | | 58,827,000 |
| Total. | . fr. | 137,391,000 |

D'où un prix de revient à la tonne de fr. 7-95, inférieur de fr. 0-52 à celui obtenu l'année précédente.

La rubrique « autres frais » comprend notamment les dépenses en consommations de charbon, bois, fers, cables, huiles, graisses, poudre, fourrage, et celles en constructions nouvelles, confection ou achat de machines, de matériel, etc., etc.

On a écarté des dépenses les charges financières, c'est-à-dire, les intérêts des capitaux engagés ou empruntés.

La valeur produite ayant été, comme on l'a vu, de 142,542,000 francs, le *boni général* s'est trouvé être de 5,151,000 francs, soit 1,786,000 fr. de moins qu'en 1885.

Le bénéfice à la tonne a donc fléchi de fr. 0-40 à fr. 0-30.

En distinguant les exploitations qui ont présenté, en 1886, des excédents de recettes ou de dépenses, on trouve que

| | | |
|---|---|---|
| 77 charbonnages ont eu un excédent de recettes de | fr. | 8,749,000 |
| et 67 » » dépenses de | . | 3,598,000 |

La différence reproduit le *boni général* de 5,151,000 francs.

Dans les frais entre une somme de 9,972,000 francs pour dépenses dites extraordinaires, entre autres pour travaux d'avenir et de grande préparation. La somme ainsi affectée diminue d'année en année, ainsi que le témoignent les chiffres ci-après :

| | | | |
|---|---|---|---|
| 1877. . . fr. | 20,299,000 | 1882. . . fr. | 16,922,000 |
| 1878. . . . | 17,468,000 | 1883. . . . | 17,101,000 |
| 1879. . . . | 14,208,000 | 1884. . . . | 13,946,000 |
| 1880. . . . | 17,064,000 | 1885. . . . | 11,709,000 |
| 1881. . . . | 16,541,000 | 1886. . . . | 9,972,000 |

Cette décroissance démontre que les capitaux hésitent de plus en plus à s'aventurer dans l'industrie charbonnière, soit pour la développer, soit pour la soutenir.

Le tableau ci-dessous résume les résultats de l'exploitation houillère en Belgique pendant ces vingt-six dernières années :

| ANNÉES. | PRODUCTION. | Mines en gain. | BÉNÉFICE. | Mines en perte. | DÉFICIT. | BÉNÉFICE GÉNÉRAL. | BÉNÉFICE GÉNÉRAL au tonneau. | OUVRIERS. Nombre. | OUVRIERS. Salaire annuel. | PRIX DE VENTE à la tonne. | Dépenses extraordinaires. — Travaux d'avenir et de préparation. |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | Tonnes. | Nombre. | Francs. | Nombre. | Francs. | Francs. | Francs. | | Francs. | Francs. | Francs. |
| 1861 | 10,057,163 | 109 | 13,057,000 | 81 | 3,281,000 | 9,776,000 | 0.97 | 81,675 | 725 | 10.94 | 14.372,000 |
| 1862 | 9,935,645 | 101 | 10,997,000 | 77 | 3,281,000 | 7,716,000 | 0.78 | 80,302 | 692 | 10.52 | 13,382,000 |
| 1863 | 10,345,350 | 108 | 10,886,000 | 73 | 3,414,000 | 7,472,000 | 0.72 | 79,187 | 700 | 10.13 | 12,538,000 |
| 1864 | 11,158,336 | 112 | 12,935,000 | 72 | 2,245,000 | 10,690,000 | 0.96 | 79,779 | 715 | 9.91 | 11,558,000 |
| 1865 | 11,840,703 | 114 | 16,519,000 | 56 | 2,694,000 | 13,825,000 | 1.17 | 82,368 | 784 | 10.46 | 12,304,000 |
| 1866 | 12,774,662 | 124 | 25,496,000 | 47 | 2,344,000 | 23,152,000 | 1.81 | 86,721 | 867 | 11.82 | 12,919,000 |
| 1867 | 12,755,822 | 119 | 22,900,000 | 52 | 2,370,000 | 20,530,000 | 1.60 | 93,339 | 888 | 12.40 | 15 586,000 |
| 1868 | 12,298,589 | 102 | 18,589,000 | 66 | 3,594,000 | 9,995,000 | 0 81 | 89,382 | 804 | 10.88 | 15,501,000 |
| 1869 | 12,942,894 | 102 | 12,523,000 | 68 | 4,489 000 | 8,034,000 | 0 62 | 89,928 | 830 | 10.51 | 16,474,000 |
| 1870 | 13,697,118 | 107 | 16,213,000 | 62 | 3,742,000 | 12,471,000 | 0.91 | 91,993 | 878 | 10.86 | 14,767,000 |
| 1871 | 13,733,176 | 106 | 17,115,000 | 62 | 2,825,000 | 14,290,000 | 1.04 | 94,286 | 864 | 11.20 | 14,492,000 |
| 1872 | 15,658,948 | 128 | 37,633,000 | 39 | 2,104,000 | 35,529,000 | 2,27 | 98,863 | 1,047 | 13.32 | 15,854,000 |
| 1873 | 15,778,401 | 142 | 96,998,000 | 35 | 3,503,000 | 93,495,000 | 5.93 | 107,902 | 1,353 | 21.40 | 27.999,000 |
| 1874 | 14,669,029 | 111 | 31,529,000 | 68 | 8,567,000 | 22,962,000 | 1.56 | 109,631 | 1,184 | 16 42 | 31,589,000 |
| 1875 | 15,011,331 | 104 | 23,644,000 | 71 | 10,748,000 | 12,896,000 | 0.86 | 110,720 | 1,163 | 15 31 | 30,144,000 |
| 1876 | 14,329,578 | 84 | 14.245,000 | 96 | 10,487,000 | 3,758,000 | 0.26 | 108,543 | 1.031 | 13.55 | 27,003,000 |
| 1877 | 13,938,523 | 69 | 9,508,000 | 109 | 10,615.000 | (1)-1,107,000 | (1)-0.08 | 101,343 | 835 | 10.97 | 20,299,000 |
| 1878 | 14,899,175 | 66 | 8,457,000 | 102 | 10,000,000 | (1)-1,543,000 | (1)-0.10 | 99,032 | 842 | 9.92 | 17,468,000 |
| 1879 | 15,447,292 | 70 | 8,049,000 | 96 | 8,223,000 | (1)- 174,000 | (1)-0.01 | 97,714 | 809 | 9.39 | 14,208,000 |
| 1880 | 16,886,698 | 85 | 10,862,000 | 79 | 7,016,000 | 3,846,000 | 0.23 | 102,930 | 920 | 10.06 | 17,064,000 |
| 1881 | 16,873,951 | 77 | 8,723,000 | 83 | 10,192,000 | (1)-1,469,000 | (1)-0.09 | 101,351 | 931 | 9.70 | 16,541,000 |
| 1882 | 17,590,989 | 85 | 10,965,000 | 73 | 6,189,000 | 4,776,000 | 0.27 | 103,701 | 926 | 10.00 | 16,922,000 |
| 1883 | 18,177,754 | 80 | 11,277,000 | 73 | 6,719,000 | 4,558,000 | 0.25 | 106,252 | 1,006 | 10.17 | 17,101,000 |
| 1884 | 18,051,499 | 78 | 10,289,000 | 71 | 4,030,000 | 6,259,000 | 0,35 | 105,582 | 914 | 9.53 | 13,946,000 |
| 1885 | 17,437,603 | 81 | 10,496,000 | 69 | 3,559,000 | 6,937.000 | 0.40 | 103,095 | 812 | 8.87 | 11,709,000 |
| 1886 | 17,285,543 | 77 | 8,749,000 | 67 | 3,598,000 | 5,151,000 | 0.30 | 100,282 | 783 | 8,25 | 9,972,000 |

(1) Perte.

Jamais donc, durant cette longue période, on a dépensé moins qu'en 1886, en travaux d'avenir et de préparation, et ce nonobstant l'accroissement de la production.

*Fabrication du coke.*

Nous avons résumé dans le tableau ci-dessous la situation en 1886 de l'industrie du coke :

| CIRCONSCRIPTIONS ADMINISTRATIVES. | FOURS Actifs. — Nombre | FOURS Inactifs. — Nombre. | OUVRIERS. — Nombre. | CONSOMMATION de HOUILLE. — Tonnes. | PRODUCTION EN COKE. QUANTITÉ. — Tonnes. | PRODUCTION EN COKE. VALEUR de la tonne. — Francs. |
|---|---|---|---|---|---|---|
| 1re division . . | 2,563 | 1,200 | 1,631 | 1,817,832 | 1,344,529 | 12 16 |
| 2e id. . . | 1,344 | 691 | 587 | 703,635 | 509,644 | 12 52 |
| TOTAUX. . | 3,907 | 1,891 | 2,218 | 2,521,467 | 1,854,173 | 12 26 |

Le rendement en coke de la houille enfournée a donc été de 73.53 p. %.

Voici quelle a été la marche de cette fabrication pendant la période de 1881 à 1886 :

| ANNÉES. | NOMBRE D'OUVRIERS. | QUANTITÉS PRODUITES. — Tonnes. | VALEUR DE LA TONNE. — Francs. |
|---|---|---|---|
| 1881 . . . . | 2,358 | 1,834,669 | 15 98 |
| 1882 . . . . | 2,519 | 2,066,249 | 17 73 |
| 1883 . . . . | 2.474 | 2,077,051 | 17 08 |
| 1884 . . . . | 2.074 | 1,812,148 | 14 87 |
| 1885 . . . . | 2.066 | 1,678,473 | 13 70 |
| 1886 . . . . | 2,218 | 1.854,173 | 12 26 |

Ces chiffres montrent qu'il y a eu réveil en 1886 dans la production. Malheureusement, le prix moyen de vente s'est encore déprimé.

*Mouvement commercial de la houille et du coke.*

Le tableau suivant indique ce mouvement pendant la dernière période décennale :

| ANNÉES. | QUANTITÉS EN TONNES. | | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | PRODUCTION. | IMPORTATIONS. | | | EXPORTATIONS. | | | CONSOMMATION. |
| | | Houille. | Coke. | ENSEMBLE. | Houille. | Coke. | ENSEMBLE. | |
| 1877 . . . . . . . | 13,938,523 | 656,278 | 21,841 | 687,479 | 3,515,020 | 575,632 | 4,337,351 | 10,288,651 |
| 1878 . . . . . . . | 14,899,175 | 701,416 | 20,362 | 730,505 | 3,889,411 | 576,607 | 4,713,135 | 10,916,545 |
| 1879 . . . . . . . | 15,447,292 | 727,906 | 11,571 | 744,436 | 4,235,751 | 596,064 | 5,087,271 | 11,104,457 |
| 1880 . . . . . . . | 16,866,698 | 917,033 | 19,217 | 944,486 | 4,525,085 | 850,346 | 5,739,865 | 12,071,319 |
| 1881 . . . . . . . | 16,873,951 | 1,015,870 | 23,584 | 1,049,561 | 4,476,783 | 914,885 | 5,783,762 | 12,139,750 |
| 1882 . . . . . . . | 17,590,989 | 1,043,994 | 15,082 | 1,065,540 | 4,292,025 | 1,094,620 | 5,855,768 | 12,809,761 |
| 1883 . . . . . . . | 18,177,754 | 1,263,334 | 38,899 | 1,318,904 | 4,441,314 | 996,645 | 5,865,093 | 13,631,565 |
| 1884 . . . . . . . | 18,051,499 | 1,223,691 | 32,813 | 1,270,567 | 4,619,192 | 854,258 | 5,839,561 | 13,482,505 |
| 1885 . . . . . . . | 17,437,603 | 1,238,116 | 22,094 | 1,269,679 | 4,338,330 | 848,726 | 5,550,786 | 13,156,490 |
| 1886 . . . . . . . | 17,285,543 | 1,002,671 | 21,867 | 1,033,910 | 4,272,835 | 907,942 | 5,569,895 | 12,749,558 |

Comme dans les comptes rendus des années précédentes, on a converti le coke en houille, en admettant un rendement de 70 kilogr. de coke (nombre rond) pour 100 kilogr. de houille.

D'où en 1886, une diminution assez sensible dans les importations et une faible augmentation dans les exportations.

§ 2. — Mines métalliques et minières.

Nous avons consigné dans le tableau ci-après les résultats principaux de l'exploitation des mines métalliques et des minières pendant ces dix dernières années :

| ANNÉES. | MINERAIS DE ZINC. | | MINERAIS DE PLOMB. | | PYRITE DE FER. | | FER (MINERAI LAVÉ). | | VALEURS totales. — Francs. | Ouvriers employés. — Nombre. |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | Quantités. — Tonnes. | Valeurs. — Francs. | Quantités. — Tonnes. | Valeurs. — Francs. | Quantités. — Tonnes. | Valeurs. — Francs. | Quantités. — Tonnes. | Valeurs. — Francs. | | |
| 1877. . . . . . . . | 44,987 | 2,505,000 | 11,542 | 1,919,000 | 26,207 | 639,000 | 234,227 | 2,158,000 | 7,221,000 | 4,245 |
| 1878. . . . . . . . | 45,293 | 2,479,000 | 13,477 | 1,548,000 | 21,721 | 523,000 | 207,157 | 1,758,000 | 6,308,000 | 4,160 |
| 1879. . . . . . . . | 42,689 | 2,145,000 | 9,384 | 1,087,000 | 15,577 | 324,000 | 195,212 | 1,567,000 | 5,123,000 | 3,638 |
| 1880. . . . . . . . | 38,805 | 2,242,000 | 5,434 | 892,000 | 7,913 | 164,000 | 253,499 | 1,875,000 | 5,173,000 | 3,810 |
| 1881. . . . . . . . | 23,553 | 1,195,000 | 3,741 | 657,000 | 2,965 | 49,000 | 224,882 | 1,817,000 | 3,718,000 | 2,750 |
| 1882. . . . . . . . | 20,443 | 707,000 | 2,918 | 486,000 | 2,555 | 21,000 | 209,212 | 1,593,000 | 2,807,000 | 2,312 |
| 1883. . . . . . . . | 20,738 | 750,000 | 1,749 | 311,000 | 1,623 | 18,000 | 216,490 | 1,497,000 | 2,576,000 | 2,100 |
| 1884. . . . . . . . | 27,606 | 1,014,000 | 1,796 | 257,000 | 2,243 | 35,000 | 176,755 | 1,280,000 | 2,586,000 | 1,926 |
| 1885. . . . . . . . | 18,185 | 680,000 | 1,299 | 187,000 | 4,533 | 65,000 | 187,118 | 1,311,000 | 2,243,000 | 1,788 |
| 1886. . . . . . . . | 19,042 | 762,000 | 1,292 | 194,000 | 3,209 | 31,000 | 153,378 | 955,000 | 1,942,000 | 1,498 |

Le déclin de nos mines métalliques et de nos minières s'accentue de plus en plus. Les rares exploitations en activité n'occupent guère que 1,500 ouvriers et n'arrivent qu'à une valeur de production de près de 2,000,000 de francs. Il y a 25 ans (en 1861), le nombre d'ouvriers occupés était de 11,456 et la valeur produite de 15,481,000 francs.

On espère que l'achèvement prochain du chemin de fer de l'Amblève donnera quelque vitalité aux exploitations des gîtes ferro-manganésifères de la Lienne.

§ 3. — Carrières.

Le tableau suivant résume les résultats, de l'exploitation des carrières en 1886 :

| DÉSIGNATION DES PRODUITS (1). | | BRABANT. | HAINAUT. | NAMUR. | LIÉGE. | LUXEMBOURG. | LIMBOURG. | LE ROYAUME (2). Quantités. | LE ROYAUME (2). VALEURS (francs). |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| Pierres de taille. . . | .M³ | 3,350 | 65,685 | 23,075 | 24,262 | 5,380 | 1,870 | 123,622 | 9,989,000 |
| Chaux, moellons et pierrailles . | .M³ | 22,140 | 738,730 | 364,580 | 375,335 | 61,000 | » | 1,561,785 | 6,765,000 |
| Pierres à paver . . . | .P | 21,459,400 | 41,363,000 | 9,693,000 | 13,506,800 | 1,164,000 | » | 87,186,200 | 6,055,000 |
| Dalles et carreaux . . | .M² | 39,750 | 67,390 | 28,450 | 16,092 | 1,200 | » | 152,832 | 565,000 |
| Marbre . . . . . . | .M³ | » | 4,365 | 6,885 | » | 40 | » | 11,290 | 1,990,000 |
| Ardoises . . . . . . | P | » | » | 1,600,000 | » | 26,905,000 | » | 28,505,000 | 751,000 |
| | M³ | » | » | » | » | » | » | » | » |
| Pierres à faulx et à rasoir | P | » | » | » | » | 52,000 | » | 52,000 | 2,000 |
| Poudingue . . . . . | .M³ | » | » | 95 | » | » | » | 95 | 14,000 |
| Castine . . . . . . | .M³ | » | 89,400 | 8,000 | 33,300 | 6,200 | » | 136,900 | 199,000 |
| Dolomie . . . . . . | | » | » | » | 2,200 | » | » | 2,200 | 5,000 |
| Terre à porcelaine . . | .M³ | » | » | » | » | » | » | » | » |
| Terre plastique . . . | .T | 4,350 | 69,200 | 84,850 | 848 | » | » | 159,248 | 1,309,000 |
| Marne et craie . . . | .M³ | 2,000 | 24,970 | » | 350 | » | » | 27,320 | 135,000 |
| Sable . . . . . . . | .M³ | 32,335 | 95,055 | 40,270 | 37,180 | 7,350 | 800 | 212,990 | 453,000 |
| Silex pour faïencerie . | .M³ | 700 | 14,900 | 4,780 | » | » | » | 20,380 | 166,000 |
| Silex et pierrailles pour empierrement. . . | .M³ | 114,800 | 432,200 | » | 6,960 | » | 2,800 | 556,760 | 1,337,000 |
| Sulfate de baryte . . | .T | » | 9,600 | » | » | » | » | 9,600 | 27,000 |
| Phosphate de chaux . | .M³ | » | 145,520 | » | » | » | » | 145,520 | 2,545,000 |
| VALEURS. . . | .fr. | 3,844,000 | 17,291,000 | 6,111,000 | 4,731,000 | 1,317,000 | 13,000 | » | 32,307,000 |

(1) En mètres cubes = M³ ; en mètres carrés = M² ; en tonnes = T ; en nombre de pièces = P.
(2) Non compris les deux Flandres et la province d'Anvers qui d'ailleurs ne fournissent que des argiles *tertiaires* servant à la fabrication des briques, des carreaux et des tuiles, ainsi que des sables, de même formation, employés, entre autres usages, à la fabrication du verre.

Les renseignements qui ont permis de dresser ce tableau ont été généralement recueillis auprès des administrations communales. Bien que d'une exactitude douteuse, ils semblent suffire pour établir des rapports dans les résultats globaux d'une année à l'autre.

Voici quels ont été ces résultats pendant la période 1881 à 1886 :

| | Valeur créée. |
|---|---|
| 1881. . . . . . . . . . . fr. | 38,818,000 |
| 1882. . . . . . . . . . . | 42,297,000 |
| 1883. . . . . . . . . . . | 43,089,000 |
| 1884. . . . . . . . . . . | 36,939,000 |
| 1885. . . . . . . . . . . | 32,746,000 |
| 1886. . . . . . . . . . . | 32,307,000 |

Nous croyons intéressant d'indiquer à part la marche de l'extraction des phosphates de chaux depuis la naissance de cette industrie dans le Hainaut.

Le tableau ci-dessous la renseigne :

| ANNÉES. | TONNEAUX. | VALEUR. Frs. | PRIX DE LA TONNE. Frs. |
|---|---|---|---|
| 1877 . . . . . . . . | 3,910 | 135,600 | 34 68 |
| 1878 . . . . . . . . | 5,720 | 208,900 | 36 52 |
| 1879 . . . . . . . . | 7,700 | 229,300 | 29 78 |
| 1880 . . . . . . . . | 15,745 | 567,000 | 36 01 |
| 1881 . . . . . . . . | 30,000 • | 1,130,000 | 37 67 |
| 1882 . . . . . . . | 41,050 | 1,239,000 | 30 18 |
| 1883 . . . . . . . . | 59,800 | 2,284,000 | 38 19 |
| 1884 . . . . . . . . | 69,720 | 1,792,000 | 25 70 |
| 1885 . . . . . . . . | 162,250 | 3,182,000 | 19 60 |
| 1886 . . . . . . . . | 145,520 | 2,545,000 | 17 49 |

Il y a donc eu décroissance en 1886 dans la production. Quant à la valeur de la tonne, la baisse date de 1884 et elle s'est surtout marquée en 1885.

### § 4. — Métallurgie.

Les renseignements qui vont suivre concernent les établissements régis par la loi de 1810, où l'on fond les minerais de fer, de plomb et

de zinc, ainsi que les usines, également régies par cette loi, où la fonte de fer est convertie en métal brut (fer ou acier), et le métal brut transformé en produits finis.

A. *Hauts-fourneaux.*

| | | 1re DIVISION. | 2e DIVISION. | ROYAUME. | VALEUR totale. Fr. | VALEUR moyenne par tonne. Fr. |
|---|---|---|---|---|---|---|
| *Usines* | actives | 8 | 9 | 17 | » | » |
| | inactives | 8 | 1 | 9 | » | » |
| *Hauts-fourneaux* | actifs | 14 | 16 | 30 | » | » |
| | inactifs | 21 | 6 | 27 | » | » |
| *Ouvriers* | Nombre | 1,062 | 1,439 | 2,501 | » | » |
| | Salaire journalier moyen . . fr. | 2.62 | 2.64 | 2.63 | » | » |
| *Minerais consommés* | belges . . . tonnes. | 17,650 | 121,937 | 139,587 | » | » |
| | étrangers . . . » | 686,596 | 762,771 | 1,449,367 | » | » |
| *Scories et mitraille* | » | 187,523 | 51,444 | 238,967 | » | » |
| *Production* | Fonte d'affinage . . tonnes. | 323,169 | 172,017 | 495,186 | 17,370,000 | 35 08 |
| | Id. de moulage . . » | 1,625 | 62,629 | 64,254 | 3,037,000 | 47 27 |
| | Id. manganésifère . » | » | » | » | » | » |
| | Id. Bessemer . . » | » | 134,290 | 134,290 | 7,648,000 | 56 95 |
| | Id. Thomas . . » | » | 7,547 | 7,547 | 373,000 | 49 42 |
| | Id. ouvrée de 1re fusion » | » | » | » | » | » |
| | ENSEMBLE . . » | 324,794 | 376,483 | 701,277 | 28,428,000 | 40 54 |

En 1885, la production avait été de 712,876 tonnes, d'une valeur globale de 32,754,000 francs.

Le tableau suivant renseigne les valeurs des diverses fontes belges pendant la période de 1881 à 1886 :

| ANNÉES. | Affinage. | Moulage. | Manganés. | Bessemer. | Thomas. | Ouvrée de 1re fusion. | De toutes espèces. |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| 1881. . | 62 11 | 68 35 | 89 07 | 87 81 | 53 66 | » | 58 54 |
| 1882. . | 54 26 | 70 00 | 89 81 | 81 24 | 60 46 | 80 00 | 60 26 |
| 1883. . | 52 32 | 65 63 | 83 16 | 70 38 | 55 56 | 79 63 | 55 60 |
| 1884. . | 45 76 | 65 72 | 74 24 | 61 34 | 53 09 | » | 50 32 |
| 1885. . | 42 53 | 50 88 | 66 46 | 56 22 | 54 96 | » | 45 95 |
| 1886. . | 35 08 | 47 27 | » | 56 95 | 49 42 | » | 40 54 |

Donc, depuis 1881, la valeur des fontes a diminué de plus de 30 p. %.

B. *Fabriques de fer et usines à ouvrer le fer.*

| | | 1re division. | 2e division. | ROYAUME. | VALEUR totale. Fr. | VALEUR moyenne par tonne. Fr. |
|---|---|---|---|---|---|---|
| *Usines* | actives | 48 | 32 | 80 | » | » |
| | inactives | 13 | 1 | 14 | » | » |
| *Fours* à puddler | actifs | 318 | 139 | 457 | » | » |
| | inactifs | 163 | 39 | 202 | » | » |
| *Fours* à réchauffer | actifs | 146 | 90 | 236 | » | » |
| | inactifs | 83 | 31 | 114 | » | » |
| *Fours* autres (1) | actifs | 66 | 166 | 232 | » | » |
| | inactifs | 49 | 38 | 87 | » | » |
| *Ouvriers* | Nombre | 9,730 | 5,478 | 15.208 | » | » |
| | Salaire journalier moyen. fr. | 2 67 | 2.92 | 2.76 | » | » |
| *Fonte consommée pour fer puddlé.* | belge. tonnes. | 374,390 | 143,548 | 517.938 | » | » |
| | étrangère » | 22,178 | 5,534 | 27,712 | » | » |
| *Production en fer ébauché* | » | 325.491 | 131,187 | 456,678 | 31,774,000 | 69 58 |
| *Ebauché consommé pour fer corroyé* | » | 15,819 | 26,070 | 41,889 | » | » |
| *Mitraille* | » | 12,205 | 22,382 | 34,587 | » | » |
| *Production en fer corroyé* | » | 22,963 | 39,453 | 62,416 | 6,341,000 | 101 61 |
| *Consommations pour fers finis* (2). | ébauchés. » | 335,076 | 120,654 | 455.730 | » | » |
| | corroyés. » | 40,783 | 40,411 | 81,194 | » | » |
| | mitraille. » | 133,832 | 20,223 | 153,555 | » | » |
| *Production en fers finis* | Gros fers marchands. tonnes. | 141,589 | 32,915 | 174,504 | 18,555.000 | 106 33 |
| | Petits fers » | 64,945 | 12,091 | 77,036 | 8,719,000 | 113 10 |
| | Fers spéciaux » | 49,245 | 32,181 | 81,426 | 9,071,000 | 111 40 |
| | Fers battus. » | 2,325 | 905 | 3,230 | 794,000 | 245 82 |
| | Rails » | 4,728 | 194 | 4,922 | 540,000 | 109 71 |
| | Fers fendus. » | 12,464 | » | 12,464 | 1,229,000 | 98 60 |
| | Fers serpentés. » | 15,655 | 3,193 | 18,848 | 2,380,000 | 126 27 |
| | Grosses tôles et larges plats » | 43,552 | 26,733 | 70,285 | 9,348,000 | 133 00 |
| | Tôles fines » | 1,700 | 25.840 | 27,540 | 5.591,000 | 203 01 |
| | Ensemble. | 336,208 | 134,052 | 470,255 | 56,227,000 | 119 14 |

(1) Dormants ou ouverts. — (2) Y compris les consommations dans les usines outillées exclusivement pour ouvrer le fer.

Plusieurs de ces usines ont travaillé une certaine quantité d'acier brut dont les produits finis ont été reportés aux usines à ouvrer ce métal.

En 1885, la production en fers finis avait été de 471,040 tonne d'une valeur globale de 67,937,000 francs.

De 1881 à 1886, les valeurs de ces produits ont subi les fluctuations renseignées au tableau ci-après :

| ANNÉES. | Gros fers marchands. | Petits fers. | Fers spéciaux. | Fers battus. | Rails. | Fers fendus. | Fers serpentés. | Grosses tôles et larges plats. | Tôles fines. | Fers de toutes espèces. |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| 1881. . | 142 90 | 147 79 | 146 69 | 371 29 | 142 23 | 129 74 | 179 70 | 182 85 | 245 37 | 161 55 |
| 1882. . | 147 02 | 158 95 | 148 65 | 336 30 | 151 96 | 133 29 | 190 87 | 187 14 | 260 52 | 166 81 |
| 1883. . | 138 79 | 144 81 | 146 46 | 287 35 | 139 19 | 134 19 | 171 00 | 187 52 | 240 84 | 159 60 |
| 1884. . | 127 77 | 130 25 | 132 28 | 286 99 | 127 91 | 128 91 | 166 27 | 166 44 | 225 24 | 144 23 |
| 1885. . | 115 93 | 119 08 | 118 01 | 239 04 | 126 45 | 109 28 | 136 37 | 148 62 | 211 03 | 128 46 |
| 1886. . | 106 33 | 113 10 | 111 40 | 245 82 | 109 71 | 98 60 | 126 27 | 133 00 | 203 01 | 119 14 |

D'où, depuis 1882, une baisse de prix de plus de 28 p. °/₀.

C. *Aciéries et usines à ouvrer l'acier.*

| | | | 1re Division. | 2e Division. | ROYAUME. | VALEUR Totale. Fr. | VALEUR moyenne par tonne. Fr. |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| *Usines* | actives | | 1 | 6 | 7 | » | » |
| | inactives | | » | 1 | 1 | » | » |
| *Fours à cuire* (Martin et autres) | actifs | | » | 1 | 1 | » | » |
| | inactifs | | » | 1 | 1 | » | » |
| *Convertisseurs* (Bessemer et autres) | actifs | | 1 | 8 | 9 | » | » |
| | inactifs | | 1 | 8 | 9 | » | » |
| *Fours à réchauffer* | actifs | | 1 | 30 | 31 | » | » |
| | inactifs | | 1 | 7 | 8 | » | » |
| *Ouvriers* | nombre | | 172 | 2,075 | 2,247 | » | » |
| | salaire journalier moyen | fr | 3.40 | 3.29 | 3.30 | » | » |
| *Fonte consommée, pour aciers bruts* | belge | tonnes. | 10,200 | 140,680 | 150,880 | » | » |
| | étrangère | » | 7,154 | 15,291 | 22,455 | » | » |
| *Riblons et mitraille d'acier* | | » | 2,040 | 12,611 | 14,701 | » | » |
| *Production en lingots* | fondus | » | 17,012 | 138,157 | 155,169 | 10,831,000 | 69 80 |
| | battus (Blooms) | » | » | 8,876 | 8,876 | 834,000 | 93 96 |
| *Consommations pour aciers finis* (1) — lingots fondus | belges | » | 17,012 | 141,032 | 158,044 | » | » |
| | étrangers | » | » | » | » | » | » |
| lingots battus | belges | » | » | 9,810 | 9,810 | » | » |
| | étrangers | » | » | 80 | 80 | » | » |
| *Production en produits finis* | Rails | tonnes. | 3,394 | 68,375 | 71,769 | 7,569,000 | 105 46 |
| | Bandages | » | » | 6,639 | 6,639 | 919,000 | 138 42 |
| | Aciers laminés divers | » | 6,762 | 31,135 | 37,897 | 4,553,000 | 120 14 |
| | Aciers battus | » | » | 7,311 | 7,311 | 977,000 | 133 63 |
| | Grosses tôles | » | » | 3,060 | 3,060 | 485,000 | 158 50 |
| | Tôles fines | » | » | 695 | 695 | 133,000 | 191 37 |
| | Fils d'acier | » | 4,758 | 5,642 | 10,400 | 1,376,000 | 132 31 |
| | ENSEMBLE. | » | 14,914 | 122,857 | 137,771 | 16,012,000 | 116 22 |

(1) Y compris les consommations dans les usines mixtes.

Il avait été produit, l'année précédente, 155,012 tonnes de lingots fondus, d'une valeur globale de 11,341,000 francs, et la fabrication des produits finis s'était chiffrée à 153,999 tonnes, valant 20,622,000 francs.

Nous indiquons ci-dessous, les valeurs à la tonne des produits bruts et finis pour la période de 1881 à 1886.

| ANNÉES. | Lingots fondus. | Lingots battus (Blooms). | Rails. | Bandages. | Aciers laminés divers. | Aciers battus. | Grosses tôles. | Tôles fines. | Fils d'acier. | Produits finis de toutes espèces. |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| 1881. . | 116 04 | » | 149 71 | 199 37 | 225 78 | 161 85 | 277 46 | 250 00 | ? | 163 06 |
| 1882. . | 112 03 | » | 134 96 | 200 30 | 234 65 | 158 66 | 276 36 | 274 69 | 340 00 | 160 47 |
| 1883. . | 97 68 | » | 128 54 | 199 24 | 226 68 | 153 60 | 226 99 | 260 59 | 334 93 | 151 31 |
| 1884. . | 93 75 | 110 44 | 116 55 | 168 82 | 163 91 | 136 28 | 193 72 | 265 52 | 290 86 | 133 91 |
| 1885. . | 73 16 | » | 110 35 | 158 88 | 137 38 | 134 84 | 166 82 | 199 56 | 159 81 | 124 17 |
| 1886. . | 69 80 | 93 96 | 105 46 | 138 42 | 120 14 | 133 63 | 158 50 | 191 37 | 132 31 | 116 22 |

Il ressort de ce tableau que depuis 1881, la baisse a été de près de 40 p. °/₀ pour les lingots fondus et de 29 p. °/₀ pour les produits finis.

D. *Fabrication du zinc.* (*Fonderies des minerais.*)

| | | 2e Division. (1) | VALEUR Totale. Fr. | VALEUR moyenne par tonne. Fr. |
|---|---|---|---|---|
| *Usines* | actives | 10 | » | » |
| | inactives | » | » | » |
| *Fours* | actifs | 293 | » | » |
| | inactifs | 54 | » | » |
| *Nombre moyen en activité* | de creusets | 22,450 | » | » |
| | de moufles | » | » | » |
| *Ouvriers* | Nombre | 3,605 | » | » |
| | Salaire journalier moyen . . fr. | 3.13 | » | » |
| *Minerais consommés* | belges . . . tonnes. | 18,277 | » | » |
| | étrangers | 177,394 | » | » |
| *Crasses consommées* | | 2,358 | » | » |
| *Production de zinc brut* | | 79,246 | 26,912,000 | 339 50 |

(1) La fabrication du zinc ne se fait que dans la province de Liége.

En 1885, il avait été produit 80,298 tonnes de zinc, d'une valeur globale de 26,848,000 francs.

E. *Fabrication du plomb et de l'argent.*

| | | | 2e Division. (1) | VALEUR Totale. Fr. | VALEUR moyenne par tonne. Fr. |
|---|---|---|---|---|---|
| *Usines actives* | | | 2 | " | " |
| *Fourneaux de réduction.* | à manche | actifs | 13 | " | " |
| | | inactifs | 11 | " | " |
| | à réverbère | actifs | 2 | " | " |
| | | inactifs | 5 | " | " |
| *Fours de coupelle* | | | 4 | " | " |
| *Ouvriers* | | Nombre | 400 | " | " |
| | | Salaire journalier . . . fr. | 2.72 | " | " |
| *Minerais consommés.* | | belges . . . tonnes. | 1,352 | " | " |
| | | étrangers . . . " | 11,246 | " | " |
| *Sous-produits consommés.* | | " | 9,029 | " | " |
| *Production* | | Plomb brut . . . " | 8,665 | 2,686,000 | 309 98 |
| | | Argent . . . Kilogr | 14,757 | 2,455,000 | 166 36 |

(1) La fabrication du plomb et de l'argent ne s'est faite que dans la province de Liége.

La production avait été, en 1885, de 8,656 tonnes de plomb et de 13,056 kilogrammes d'argent, valant respectivement 2,287,000 francs et 2,320,000 francs.

Le tableau ci-dessous indique les valeurs moyennes du zinc, du plomb et de l'argent produits pendant les six dernières années :

| ANNÉES. | ZINC (la tonne). | PLOMB (la tonne). | ARGENT (le kilogramme). |
|---|---|---|---|
| | Francs. | Francs. | Francs. |
| 1881 . . . . . . . . | 382 74 | 347 04 | 189 05 |
| 1882 . . . . . . . . | 387 16 | 340 72 | 186 03 |
| 1883 . . . . . . . . | 363 11 | 301 87 | 178 67 |
| 1884 . . . . . . . . | 343 72 | 266 03 | 184 21 |
| 1885 . . . . . . . . | 334 35 | 264 21 | 177 70 |
| 1886 . . . . . . . . | 339 60 | 309 98 | 166 36 |

La valeur du zinc, et surtout celle du plomb, ont été en hausse l'année 1886.

F. *Mouvement commercial.*

Voici quel a été ce mouvement en 1886, pour les produits métallur giques provenant directement du traitement du minerai :

| PRODUITS. | PRODUCTION. — Tonnes. | IMPORTATIONS — Tonnes. | EXPORTATIONS — Tonnes. | CONSOMMATION indigène. — Tonnes. |
|---|---|---|---|---|
| Fer (fonte brute) . . | 701,277 | 84,708 | 19,816 | 766,169 |
| Zinc (non ouvré) . . | 79,246 | 2,005 | 62,156 | 19,095 |
| Plomb (non ouvré) . | 8,665 | 3,524 | 6,362 | 5,827 |

§ 5. — MACHINES A VAPEUR.

La statistique renseigne pour l'année 1886, 16,080 moteurs à vapeur d'une force nominale de 793,924 chevaux, activés ainsi que divers appareils de fabrication par 16,591 générateurs.

On trouvera indiquée, au tableau ci-après, la répartition de ces moteurs et de ces chaudières, par province et pour les différents genres d'industries.

## Récapitulation des appareil

| NATURE DES INDUSTRIES. | ANVERS. GÉNÉRATEURS. Nombre. | ANVERS. MOTEURS. Nombre. | ANVERS. MOTEURS. Force en chevaux. | BRABANT. GÉNÉRATEURS. Nombre. | BRABANT. MOTEURS. Nombre. | BRABANT. MOTEURS. Force en chevaux. | FL. OCCIDENTALE. GÉNÉRATEURS. Nombre. | FL. OCCIDENTALE. MOTEURS. Nombre. | FL. OCCIDENTALE. MOTEURS. Force en chevaux. | FLANDRE ORIENTALE. GÉNÉRATEURS. Nombre. | FLANDRE ORIENTALE. MOTEURS. Nombre. | FLANDRE ORIENTALE. MOTEURS. Force en chevaux. |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| Charbonnages | » | » | » | » | » | » | » | » | » | » | » | » |
| Mines métalliques | » | » | » | » | » | » | » | » | » | » | » | » |
| Carr. et scieries de pierres y attenantes | 3 | 3 | 27 | 45 | 36 | 921 | 1 | 1 | 12 | » | » | » |
| Métallurgie et travail des métaux | 44 | 47 | 464 | 177 | 175 | 3,488 | 13 | 13 | 79 | 54 | 53 | 27 |
| Fabrication de machines et d'outils | 41 | 36 | 547 | 48 | 46 | 665 | 20 | 29 | 202 | 40 | 37 | 33 |
| Fabriques d'armes | » | » | » | » | » | » | » | » | » | » | » | » |
| Verreries | » | » | » | » | » | » | » | » | » | » | » | » |
| Fabriques de porcelaines et de faïences | » | » | » | 5 | 5 | 51 | 9 | 9 | 136 | » | » | » |
| Fabriques de produits chimiques | 38 | 37 | 438 | 65 | 53 | 917 | 10 | 7 | 83 | 21 | 17 | 37 |
| Préparation et travail des bois | 37 | 35 | 686 | 72 | 70 | 1,246 | 26 | 26 | 173 | 68 | 65 | 813 |
| Industrie de la laine | 15 | 13 | 426 | 16 | 4 | 180 | 8 | 6 | 128 | 9 | 6 | 396 |
| Id. du coton et de la soie | » | » | » | 56 | 41 | 2,123 | 1 | 1 | 22 | 151 | 95 | 8,777 |
| Id. du lin | 11 | 7 | 568 | 6 | 5 | 144 | 159 | 149 | 2,408 | 178 | 109 | 11,746 |
| Blanchisseries et teintureries | 15 | 9 | 134 | 61 | 42 | 537 | 43 | 33 | 471 | 72 | 53 | 893 |
| Mouture des grains | 77 | 68 | 2,747 | 108 | 97 | 3,168 | 126 | 125 | 1,902 | 238 | 235 | 3,372 |
| Brasseries et distilleries | 113 | 112 | 2,258 | 219 | 183 | 2,606 | 111 | 109 | 913 | 197 | 181 | 1,282 |
| Fabriques de sucre | 43 | 50 | 563 | 70 | 101 | 2,206 | 15 | 23 | 327 | 55 | 65 | 940 |
| Id. d'huile | 19 | 17 | 419 | 26 | 21 | 240 | 62 | 62 | 1,038 | 98 | 97 | 1,811 |
| Papeteries | 62 | 20 | 1,226 | 114 | 70 | 2,932 | 3 | 3 | 46 | 4 | 10 | 281 |
| Imprimeries typographiques | 15 | 14 | 51 | 29 | 23 | 199 | 9 | 8 | 71 | 8 | 8 | 62 |
| Usines diverses | 274 | 240 | 6,064 | 409 | 341 | 4,661 | 222 | 297 | 1,948 | 367 | 328 | 4,642 |
| Navigation. Service de l'Etat. Machines fixes | » | » | » | » | » | » | » | » | » | » | » | » |
| Navigation. Service de l'Etat. Bateaux à vapeur | » | » | » | » | » | » | » | » | » | » | » | » |
| Navigation. Service des particuliers. Machines fixes | » | » | » | » | » | » | » | » | » | » | » | » |
| Navigation. Service des particuliers. Bateaux à vapeur | » | » | » | » | » | » | » | » | » | » | » | » |
| Chemins de fer. Service de l'Etat. Machines fixes | » | » | » | » | » | » | » | » | » | » | » | » |
| Chemins de fer. Service de l'Etat. Locomotives | » | » | » | » | » | » | » | » | » | » | » | » |
| Chemins de fer. Service des particuliers. Machines fixes | » | » | » | » | » | » | » | » | » | » | » | » |
| Chemins de fer. Service des particuliers. Locomotives | » | » | » | » | » | » | » | » | » | » | » | » |
| TOTAUX | 807 | 708 | 16,618 | 1,586 | 1,313 | 26,284 | 847 | 901 | 9,959 | 1,550 | 1,369 | 36,002 |

vapeur existant au 31 décembre 1886.

| HAINAUT. | | | LIÉGE. | | | LIMBOURG. | | | LUXEMBOURG. | | | NAMUR. | | | LE ROYAUME. | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| [GÉNÉRATEURS.] Nombre. | MOTEURS. Nombre. | MOTEURS. Force en chevaux. | GÉNÉRATEURS. Nombre. | MOTEURS. Nombre. | MOTEURS. Force en chevaux. | GÉNÉRATEURS. Nombre. | MOTEURS. Nombre. | MOTEURS. Force en chevaux. | GÉNÉRATEURS. Nombre. | MOTEURS. Nombre. | MOTEURS. Force en chevaux. | GÉNÉRATEURS. Nombre. | MOTEURS. Nombre. | MOTEURS. Force en chevaux. | GÉNÉRATEURS. Nombre. | MOTEURS. Nombre. | MOTEURS. Force en chevaux. |
| 684 | 1,468 | 90,142 | 570 | 507 | 28,642 | » | » | » | » | » | » | 68 | 62 | 3,606 | 2,322 | 2,037 | 122,390 |
| » | » | » | 47 | 36 | 1,930 | » | » | » | 2 | 3 | 90 | 41 | 28 | 1,191 | 90 | 67 | 3,271 |
| 414 | 444 | 7,702 | 13 | 13 | 236 | 3 | 3 | 51 | 12 | 12 | 135 | 78 | 80 | 1,157 | 569 | 592 | 10,241 |
| 748 | 650 | 18,824 | 664 | 667 | 17,361 | 3 | 3 | 9 | 33 | 26 | 1,432 | 67 | 71 | 2,166 | 1,703 | 1,705 | 44,007 |
| 357 | 380 | 4,554 | 187 | 224 | 2,430 | 1 | 1 | 6 | 4 | 4 | 14 | 28 | 28 | 123 | 735 | 785 | 8,889 |
| » | » | » | 60 | 50 | 719 | » | » | » | » | » | » | » | » | » | 60 | 59 | 719 |
| 86 | 78 | 3,085 | 22 | 15 | 259 | » | » | » | » | » | » | 27 | 17 | 1,781 | 135 | 110 | 5,125 |
| 59 | 51 | 1,140 | » | » | » | » | » | » | 1 | 1 | 6 | 22 | 19 | 286 | 96 | 85 | 1,619 |
| 40 | 36 | 521 | 2 | 1 | 2 | » | » | » | 2 | 1 | 5 | 40 | 34 | 308 | 218 | 186 | 2,649 |
| 80 | 82 | 884 | 57 | 54 | 422 | 5 | 5 | 60 | 19 | 17 | 220 | 25 | 24 | 233 | 389 | 378 | 4,737 |
| 28 | 24 | 685 | 304 | 257 | 9,979 | » | » | » | » | » | » | 14 | 8 | 297 | 394 | 318 | 12,091 |
| 29 | 22 | 1,291 | » | » | » | » | » | » | » | » | » | » | » | » | 237 | 159 | 12,213 |
| 14 | 8 | 586 | 9 | 8 | 318 | 1 | 1 | 2 | » | » | » | 7 | 7 | 67 | 385 | 294 | 15,828 |
| 13 | 7 | 34 | 71 | 61 | 1,749 | » | » | » | » | » | » | » | » | » | 275 | 205 | 3,818 |
| 217 | 206 | 3,198 | 84 | 74 | 1,408 | » | » | » | 9 | 9 | 129 | 37 | 34 | 630 | 886 | 848 | 16,554 |
| 340 | 325 | 2,491 | 85 | 78 | 502 | 43 | 42 | 544 | 14 | 14 | 74 | 48 | 52 | 428 | 1,170 | 1,006 | 11,098 |
| 354 | 476 | 5,054 | 114 | 157 | 1,989 | 27 | 43 | 440 | » | » | » | 25 | 41 | 468 | 703 | 956 | 11,987 |
| 11 | 11 | 183 | » | » | » | 2 | 2 | 57 | » | » | » | 1 | 1 | 8 | 219 | 211 | 3,756 |
| 4 | 7 | 150 | 59 | 61 | 1,387 | » | » | » | 1 | » | » | 28 | 31 | 965 | 275 | 202 | 6,987 |
| 18 | 17 | 73 | 15 | 13 | 41 | » | » | » | 1 | 1 | 3 | 4 | 4 | 11 | 99 | 88 | 511 |
| 689 | 676 | 8,181 | 393 | 409 | 3,999 | 32 | 29 | 199 | 8 | 10 | 48 | 41 | 97 | 815 | 2,435 | 2,427 | 30,557 |
| | | | | | | | | | | | | Ensemble. | | . | 13,395 | 12,808 | 329,137 |
| » | » | » | » | » | » | » | » | » | » | » | » | » | » | » | 8 | 5 | 101 |
| » | » | » | » | » | » | » | » | » | » | » | » | » | » | » | 42 | 24 | 3,657 |
| » | » | » | » | » | » | » | » | » | » | » | » | » | » | » | 17 | 15 | 521 |
| » | » | » | » | » | » | » | » | » | » | » | » | » | » | » | 247 | 294 | 23,948 |
| » | » | » | » | » | » | » | » | » | » | » | » | » | » | » | 168 | 221 | 2,043 |
| » | » | » | » | » | » | » | » | » | » | » | » | » | » | » | 1,816 | 1,816 | 308,368 |
| » | » | » | » | » | » | » | » | » | » | » | » | » | » | » | 52 | 52 | 288 |
| » | » | » | » | » | » | » | » | » | » | » | » | » | » | » | 846 | 845 | 125,861 |
| 185 | 4,968 | 148,778 | 2,656 | 2,694 | 73,442 | 117 | 129 | 1368 | 106 | 98 | 2,156 | 601 | 638 | 14,530 | 16,591 | 16,080 | 793,924 |

### § 6. — Accidents.

A. *Mines, minières, carrières souterraines et usines métallurgiques.*

Pendant l'année 1886, les ingénieurs des mines ont constaté, par procès-verbaux d'enquête, 193 accidents dans les mines, minières, carrières et usines métallurgiques du royaume. Ces accidents ont causé la mort de 143 ouvriers et des blessures graves à 78 autres.

Voici comment ils se répartissent :

| | Accidents. | Tués. | Blessés. |
|---|---|---|---|
| Charbonnages . . . . . . . . . | 182 | 133 | 77 |
| Mines métalliques et minières . . . | 1 | 1 | » |
| Carrières souterraines . . . . . | 6 | 5 | 1 |
| Usines métallurgiques . . . . . | 4 | 4 | » |
| | 193 | 143 | 78 |

Le nombre des ouvriers occupés dans les charbonnages ayant été de 100,282, la proportion des ouvriers tués dans les mines de houille (y compris ceux de la surface) a donc été de 1.33 par 1000 ouvriers occupés. Elle avait été de 1.82 l'année précédente et elle se trouve être de 2.20 pour toute la période décennale de 1877-1886.

Le tableau suivant classe les victimes de l'industrie houillère par nature d'accidents. On remarquera qu'en 1886, les dégagements instantanés de grisou ont fait peu de victimes.

# TABLEAU DES ACCIDENTS.

## Mines de houille. — Ac

| NATURE DES ACCIDENTS. | | | | HAINAUT. — NOMBRE DES Accidents. | Tués. | Blessés. |
|---|---|---|---|---|---|---|
| *Accidents à l'intérieur des travaux.* | Accidents survenus dans les puits, tourets ou descenderies servant d'accès aux travaux souterrains (1). | à l'occasion de la translation des ouvriers | par les câbles, cages, cuffats, etc. | 8 | 6 | 3 |
| | | | par les échelles. . . . | » | » | » |
| | | | par les fahrkunst . . . | 2 | 2 | » |
| | | par éboulements, chutes de pierres ou de corps durs. . | | 2 | 1 | 1 |
| | | dans d'autres circonstances (2) . . . . | | 4 | 4 | » |
| | Accidents survenus dans les puits intérieurs et les cheminées d'exploitation. . | par l'emploi | des câbles . . . | » | » | » |
| | | | des échelles . . | » | » | » |
| | | dans d'autres circonstances (2). | | 4 | 2 | 2 |
| | Éboulements, y compris les chûtes de pierres et de blocs de houille, etc., dans les chantiers et les voies . . . . . . | | | 60 | 48 | 14 |
| | Accidents causés par le grisou. — Dégagement normal. | Inflammations dues | aux coups de mines . . . . | » | » | » |
| | | | aux appareils d'éclairage. — Ouverture de lampes . . | » | » | » |
| | | | aux appareils d'éclairage. — Défectuosités, bris, etc. . | » | » | » |
| | | | à des causes diverses ou inconnues . . | 1 | 1 | » |
| | | Asphyxies . . . . . . . . . . | | 1 | 1 | » |
| | Accidents causés par le grisou. — Irruptions subites suivies | d'inflammations . . . . . . . . . | | » | » | » |
| | | d'asphyxies, de projections de charbon ou de pierres, etc. . | | 1 | 3 | » |
| | Asphyxies par d'autres gaz que le grisou. . . . . . . | | | 1 | 1 | » |
| | Coups d'eau . . . . . . . . . . . . . . . . . . | | | » | » | » |
| | Emploi des explosifs | Minage . . . . . . . . . . . | | 14 | 5 | 16 |
| | | Autres causes . . . . . . . . . | | » | » | » |
| | Transport et circulation des ouvriers. | sur voies de niveau ou peu inclinées . . | | 6 | 5 | 1 |
| | | sur voies inclinées où le transport se fait | par homme et chevaux. | 3 | 2 | 1 |
| | | | par treuils ou poulies. | 20 | 14 | 6 |
| | | | par traction mécanique | » | » | » |
| | Causes diverses (3). . . . . . . . . . . . . . . . | | | 2 | 1 | 1 |
| | | | TOTAUX POUR L'INTÉRIEUR. . . | 129 | 96 | 45 |
| *Accidents à la surface.* | Chutes dans les puits . . . . . . . . . . | | | » | » | » |
| | Manœuvres de véhicules . . . . . . . . . | | | 2 | 1 | 1 |
| | Machines et appareils mécaniques . . . . . . | | | 3 | 3 | » |
| | Causes diverses (compris une explosion de chaudière) | | | » | » | » |
| | | | TOTAUX POUR LA SURFACE . . | 5 | 4 | 1 |
| | | | TOTAUX GÉNÉRAUX. . . | 134 | 100 | 46 |

| | ACCIDENTS. | TUÉS. | BLESSÉS. |
|---|---|---|---|
| *Usines* (non compris les accidents d'appareils à vapeur) . . . . . | 4 | 4 | » |

## ...nts survenus en 1886.

| NAMUR. | | | LIÉGE. | | | LE ROYAUME. | | | OBSERVATIONS. |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| NOMBRE DES | | | NOMBRE DES | | | NOMBRE DES | | | |
| Accidents. | Tués. | Blessés. | Accidents. | Tués. | Blessés. | Accidents. | Tués. | Blessés. | |
| 1 | 1 | » | 4 | 5 | 1 | 13 | 12 | 4 | (1) Les accidents survenus aux ouvriers du jour occupés à la recette, sont rangés parmi les accidents à la surface. |
| » | » | » | » | » | » | » | » | » | |
| » | » | » | » | » | » | 2 | 2 | » | |
| » | » | » | 1 | 1 | » | 3 | 2 | 1 | (2) On a exclu de cette subdivision, les accidents dus aux explosions de grisou, aux asphyxies, aux coups d'eau, etc, compris respectivement sous leurs rubriques spéciales. |
| » | » | » | 3 | 3 | » | 7 | 7 | » | |
| » | » | » | » | » | » | » | » | » | |
| » | » | » | » | » | » | » | » | » | |
| » | » | » | » | » | » | 4 | 2 | 2 | (3) On a écarté les décès dus à des causes pathologiques. En 1886, il n'y a eu qu'un décès de l'espèce. |
| 3 | 1 | 2 | 12 | 8 | 4 | 75 | 57 | 20 | |
| 1 | » | 1 | 2 | 2 | 6 | 3 | 2 | 7 | |
| » | » | » | » | » | » | » | » | » | |
| » | » | » | » | » | » | » | » | » | |
| » | » | » | 1 | 1 | 3 | 2 | 2 | 3 | |
| » | » | » | » | » | » | 1 | 1 | » | |
| » | » | » | » | » | » | » | » | » | |
| » | » | » | 1 | 1 | » | 2 | 4 | » | |
| » | » | » | » | » | » | 1 | 1 | » | |
| » | » | » | » | » | » | » | » | » | |
| » | » | » | 5 | 1 | 7 | 19 | 6 | 23 | |
| » | » | » | » | » | » | » | » | » | |
| 1 | 1 | » | 2 | » | 2 | 9 | 6 | 3 | |
| » | » | » | 2 | 2 | » | 5 | 4 | 1 | |
| 1 | 1 | » | 5 | 3 | 3 | 26 | 18 | 9 | |
| » | » | » | » | » | » | » | » | » | |
| » | » | » | » | » | » | 2 | 1 | 1 | |
| 7 | 4 | 3 | 38 | 27 | 26 | 174 | 127 | 74 | |
| » | » | » | » | » | » | » | » | » | |
| » | » | » | 1 | 1 | » | 3 | 2 | 1 | |
| » | » | » | » | » | » | 3 | 3 | » | |
| » | » | » | 2 | 1 | 2 | 2 | 1 | 2 | |
| » | » | » | 3 | 2 | 2 | 8 | 6 | 3 | |
| 7 | 4 | 3 | 41 | 29 | 28 | 182 | 133 | 77 | |

| RENSEIGNEMENTS RAPPELÉS. | HAINAUT. | NAMUR. | LIÉGE. | LE ROYAUME. |
|---|---|---|---|---|
| Nombre d'ouvriers — Surface. | 18,535 | 6[illegible]2 | 5,452 | 24,669 |
| Nombre d'ouvriers — Intérieur. | 56,563 | 1,[illegible]84 | 17,454 | 75,604 |
| Nombre d'ouvriers — TOTAL. | 75,100 | 2,276 | 22,906 | 100,282 |
| Production en tonnes. | 12,801,540 | 384,660 | 4,099,343 | 17,285,543 |

B. *Appareils à vapeur.*

Huit accidents sont survenus à autant de générateurs, dont trois de locomotives.

Quatre de ces accidents ont occasionné la mort de quatre personnes et des brûlures ou des blessures à sept autres.

Une de ces explosions se trouve comprise dans les accidents miniers.

§ 7. — CAISSES COMMUNES DE PRÉVOYANCE EN FAVEUR DES OUVRIERS MINEURS ET CAISSES PARTICULIÈRES DE SECOURS.

Voici comment se sont chiffrées, en 1886, les recettes des Caisses communes de prévoyance :

*Recettes.*

| | | |
|---|---|---|
| Retenues sur les salaires . . . . . fr. | 244,147 | 50 |
| Cotisations des exploitants . . . . . | 1,043,195 | 26 |
| Subvention de l'État . . . . . . . . | 44,357 | 90 |
| Subvention de la province . . . . . | 9,800 | » |
| Autres recettes . . . . . . . . . . | 274,921 | 21 |
| Total. . . fr. | 1,616,421 | 87 |

*Dépenses.*

| | | |
|---|---|---|
| Pensions. . . . . . . . . . . . fr. | 1,342,175 | 68 |
| Secours . . . . . . . . . . . . | 458,607 | 46 |
| Frais d'administration. . . . . . . | 47,588 | 78 |
| Total. . . fr. | 1,848,371 | 92 |

Les dépenses ont donc dépassé les recettes d'une somme de fr. 231,950-05, et le fonds de réserve s'est réduit à fr. 6,085,248-94. La réduction eût paru encore plus forte sans l'évaluation au cours du jour, des Rentes belges formant l'avoir de la Caisse du Centre, valeurs précédemment comptées aux prix d'acquisition.

Il est à remarquer que pour faire face au déficit autrement que par des réductions de pensions, la Caisse de Liége a encore augmenté en 1886 le taux de subvention des patrons.

Les Caisses particulières de secours pour blessés et malades ont réalisé une recette de fr. 1,459,686-44, dont fr. 1,187,805-38 en cotisations des exploitants. Les dépenses se sont élevées à fr. 1,468,936-18

Bruxelles, septembre 1887.

# NOTICE BIOGRAPHIQUE

SUR

## JULIEN VINCHENT

ANCIEN DIRECTEUR GÉNÉRAL DES POSTES ET TÉLÉGRAPHES,
ANCIEN SECRÉTAIRE DE LA
COMMISSION DIRECTRICE DES *Annales des Travaux publics*.

---

Julien Vinchent naquit à Nivelles, le 23 février 1822. Après avoir suivi les cours de l'école militaire, il entra à l'administration des chemins de fer le 15 avril 1843.

Il ne tarda pas à s'y distinguer de manière à prouver qu'un brillant avenir lui était réservé. Aussi, dès l'origine de la télégraphie, fut-il chargé, en qualité d'ingénieur adjoint du directeur de l'administration, de diriger les travaux de construction du réseau de la télégraphie nationale. Grâce à l'activité dont il fit preuve, les lignes de Malines à la frontière prussienne et de Malines à Ostende furent terminées à la fin de 1850 et celle de Bruxelles à la frontière française fut achevée le 15 février 1851. L'exploitation de la ligne de Bruxelles à Anvers, qui avait été concédée à une compagnie anglaise en 1845, avait été reprise par l'État le 1er septembre 1850. Les bureaux de Bruxelles, Malines, Anvers, Gand, Ostende, Liége, Verviers et Quiévrain furent ouverts au public le 15 mars 1851.

Sous l'habile et intelligente direction de son chef, le service des télégraphes prit rapidement une grande extension. Organisé par un arrêté royal du 1er mars 1852, ce service forma une branche importante du ministère des travaux publics. Vinchent, maintenu à la tête de ce service par arrêté royal du 15 mars 1852, fut nommé successivement ingénieur en chef directeur le 31 août 1862, inspecteur général le 31 octobre 1871 et directeur général de l'administration des postes et télégraphes le 22 novembre 1877.

Dans les nombreuses et importantes fonctions qu'il a remplies, Vinchent s'est non seulement occupé des questions que soulèvent la construction, l'entretien et l'exploitation proprement dite du réseau télégraphique, mais encore il a pris une large part à la confection des lois, règlements, conventions et tarifs qui ont réglé successivement les relations télégraphiques intérieures et internationales. En 1855 déjà, il coopéra aux études préliminaires relatives à la convention télégraphique conclue à Berlin le 29 juin 1855, entre la Belgique, la France et les pays de l'union austro-allemande.

En mai 1857, Vinchent reçut la mission d'accompagner M. Masui, directeur général des chemins de fer de l'Etat, chargé de représenter le gouvernement belge à la conférence télégraphique internationale de Turin, à laquelle prirent part la Belgique, la France, l'Espagne, la Suisse et la Sardaigne et, en 1858, il collabora aux travaux auxquels donnèrent lieu les conférences internationales qui suivirent, notamment celle qui se tint à Bruxelles en juin 1858.

En 1865, une réunion des délégués des principaux États de l'Europe eut lieu à Paris. De cette conférence est issue l'union télégraphique universelle qui comprend actuellement trente-deux États des différentes

parties du monde. Vinchent fut l'un des délégués du gouvernement belge.

La même mission lui fut confiée aux conférences de Vienne en 1868, de Rome en 1871-1872, de Saint-Pétersbourg en 1875 et de Londres en 1879. Il fut également l'un des délégués belges au congrès postal de Berne de 1874 et à celui de Paris de 1878 : il fut ainsi l'un des fondateurs de l'Union postale universelle.

Dans toutes ces réunions, Vinchent prit la part la plus active et la plus brillante aux discussions, et l'on peut dire, sans craindre d'exagérer, qu'un grand nombre d'améliorations qui ont été successivement introduites dans les règlements télégraphiques lui sont dues. Aussi, outre qu'il doit être considéré comme l'organisateur de la télégraphie en Belgique, une place marquante lui est-elle assignée parmi les hommes distingués qui, unissant à des connaissances étendues et à l'expérience des affaires des idées larges et l'esprit de conciliation, ont le plus contribué à produire, pour les relations télégraphiques internationales, l'unité dans la règlementation que l'on s'efforce d'introduire dans tous les services publics.

Vinchent possédait à un degré élevé, les qualités qu'exigent les hautes fonctions auxquelles il fut appelé. A une intelligence vive et pénétrante, il joignait un esprit méthodique, une activité hors ligne et une énergie remarquable.

Lorsque en 1871, l'administration des chemins de fer, postes, télégraphes et marine dut être réorganisée sur des bases plus larges à raison de l'immense développement de ses divers services, Vinchent devint un des adjoints du directeur général de cette vaste administration.

Dans cette position, comme dans les hautes fonc-

tions de directeur général des postes et télégraphes, auxquelles il fut appelé ultérieurement, Vinchent montra toutes les qualités d'un habile administrateur.

Longtemps secrétaire de la commission directrice des *Annales des Travaux publics*, il a publié dans notre recueil de nombreux articles (1) sur le matériel des lignes télégraphiques, et les tarifs télégraphiques furent l'objet de ses études assidues ; les résultats de ses recherches furent vivement appréciés en Belgique et à l'étranger.

Sous le rapport du caractère, l'homme distingué dont nous déplorons la perte pouvait être considéré aussi comme un modèle : ses sentiments de grande bienveillance et d'extrême délicatesse, son amour de la justice, sa loyauté et sa franchise lui attiraient le respect et l'estime de tout son personnel et de tous ceux qui s'étaient trouvés en relations avec lui.

En reconnaissance des services signalés qu'il rendit à son pays et aux pays étrangers, Vinchent obtint de nombreuses et hautes marques de distinction : il était grand officier de l'Ordre de Léopold, décoré de la croix civique de 1re classe, de la croix de Saint-Stanislas de 2e classe, avec plaque, de Russie, grand commandeur de l'ordre du Sauveur, de Grèce, commandeur des ordres de la Légion d'honneur, de France, et du Christ, de Portugal, etc., etc.

Toutes ces décorations ont été la juste récompense de services éminents. Mais il en fut une qui devait être particulièrement précieuse à notre digne et regretté collègue : c'est celle qui lui fut décernée par S. M. l'Empereur de Russie comme témoignage de la haute estime qu'il avait su inspirer dans le congrès de Saint-

(1) Voir tomes XIII, XIV, XVII, XVIII, XX, XXI, XXIII, XXIV, XXV, XXVII, XXVIII, XXIX, XXX, XXXI, XXXII, XXXIII, XXXIV, XXXV, XXXVI et XXXVII.

Pétersbourg. Il avait été, en effet, une des grandes lumières de ce congrès où il avait traité avec un talent tout à fait remarquable les questions les plus difficiles,

En résumé, on peut dire que Vinchent a rendu des services éclatants et qu'il compte parmi les hommes qui ont fait honneur à notre belle patrie.

---

# MÉMOIRE

SUR LA

# PRÉPARATION MÉCANIQUE DES CHARBONS

PAR

M. PLUMIER

INGÉNIEUR AU CORPS DES MINES

---

Depuis une quinzaine d'années, la préparation mécanique des charbons a été complètement transformée. Pour le triage, les grilles fixes, si encombrantes, ont été remplacées par des cribles mobiles de divers types, actionnés de différentes manières ; dans les ateliers de lavage, les appareils — dans beaucoup de charbonnages du moins — sont construits actuellement en matériaux métalliques et ont été rendus continus.

Dans ce mémoire nous décrirons les appareils les plus importants et les plus récents qui sont employés pour le triage et le lavage des charbons dans les mines belges.

*Considérations générales.* — La préparation mécanique des charbons a pour but : 1° de séparer les diverses catégories de grosseurs pour satisfaire aux demandes commerciales ; 2° de séparer de la houille le

schiste et la pyrite qui l'accompagnent au sortir des puits et qui y sont mélangés à des degrés très différents.

Le système de préparation mécanique doit être choisi d'après la nature du charbon et des matières associées, d'après les exigences commerciales et les conditions locales.

La qualité du combustible, sa dureté et sa densité, la nature des schistes, ainsi que leur densité, l'intimité de leur mélange, sont les principaux éléments à considérer dans ce choix.

*Nature du charbon.* — Dans l'opinion de beaucoup d'ingénieurs allemands, le lavage appliqué à l'épuration des charbons à gaz passe pour en diminuer la qualité. Les expériences faites chez M. Krupp, à Essen, semblent indiquer que cette opération diminue la quantité de gaz donnée par la distillation en cornue, ainsi que son pouvoir éclairant.

Pour les charbons à coke, le lavage est une opération défavorable à la calcination ; sa durée est plus longue et les fours se refroidissent par suite de la quantité d'eau que retiennent les charbons lavés.

*Dureté du charbon.* — Le degré de friabilité du charbon est un élément des plus importants dont il faille tenir compte dans le choix des appareils cribleurs, afin d'éviter des pertes par suite du bris des blocs de houille.

*Densité des charbons et des schistes.* — Le charbon pur a une densité variant de 1.2 à 1.4 suivant sa teneur en éléments gazeux. Son mélange avec des matières terreuses porte sa densité jusque 1.6. Le schiste, d'autre part, selon son mélange avec le charbon, prend des densités variant entre 2 et 2.4, et il est des schistes charbonneux qui présentent une densité bien peu supérieure à celle du charbon. Aussi la

détermination de ces densités sera le principal guide dans le choix du classement préalable au lavage.

*Nature du mélange.* — Suivant qu'ils se trouvent dans le gros ou le menu charbon, les schistes seront éliminés différemment et les appareils de préparation seront, naturellement, différents.

Il y a deux méthodes générales pour l'épuration des charbons. La première, qui est le triage, se fait par voie sèche et est appliquée au classement et à l'épuration des catégories de plus de $0^{m},040$ de diamètre. La seconde, agissant par voie humide, est le lavage. Cette méthode épure les charbons menus que lui livre le triage.

*Triage des charbons.* — Cette opération a pour but de diviser les produits de l'extraction en deux grandes classes ; l'une comprend les charbons dont le diamètre dépasse $0^{m},040$ et qui sont nettoyés sur des toiles de transport ; l'autre comprend les charbons menus qui, de trop petites dimensions pour être nettoyés à la main, sont dirigés vers les épurateurs par voie humide.

Pour faire la division en différentes grosseurs on a le choix entre les grilles fixes, les cribles mobiles ou à secousses et les trommels.

*Grilles fixes.* — Tout à fait insuffisantes pour de fortes extractions, les grilles fixes doivent être écartées. Les gros morceaux de charbon se coincent entre les barreaux et ne glissent que si la pente de la grille est forte; mais alors les morceaux de plus petites dimensions descendent trop vite et n'arrivent au bas du crible qu'imparfaitement criblés. Si, d'autre part, la grille a une faible inclinaison, le charbon est assez bien préservé des chocs, mais c'est au prix d'une main-d'œuvre élevée qu'on l'amène dans les wagons.

En résumé, les grilles fixes ont un faible effet utile,

et il en faut un grand nombre pour cribler complètement de grandes quantités de matières. Leur emploi pour ébaucher l'opération du triage est cependant à recommander quand on dispose d'une hauteur de chute suffisante et quand la production n'est pas exagérée. Pour une extraction de 40 tonnes à l'heure, d'un charbon donnant 30 p. °/₀ de gros, on peut séparer les blocs ayant plus de $0^m,080$ au moyen de deux grilles fixes de 3 mètres de longueur, 2 mètres de largeur et inclinées de 22 à 30 degrés, suivant l'écartement des barreaux.

Les classeurs mobiles et les trommels satisfont mieux aux conditions que l'on attend d'un appareil cribleur, à savoir : *a*) séparation complète en différentes grosseurs ; *b*) conservation des produits ; *c*) rapidité de l'opération.

*Classeurs mobiles.* — Nous les divisons en deux classes : 1° les classeurs à secousses proprement dites ; 2° les classeurs à mouvement de translation.

### 1° Classeurs a secousses proprement dites.

Inclinés de 10 à 12 degrés sur l'horizon, ils sont composés de barreaux également écartés ou d'une tôle perforée. Suspendus par quatre tringles au plancher d'une halle, un arbre muni d'une came peut les écarter de leur position normale. Abandonnés à eux-mêmes, ils retombent et viennent buter contre un sommier-arrêt. Ce choc produit des secousses favorables au dégagement des trous du crible et à la descente des produits. Au point de vue de la séparation et de la conservation de ces derniers, ce genre de crible est à recommander. On ne peut en dire autant pour la rapidité du classement. En effet, les secousses conti-

nuelles que ce mode de transmission donne aux murs du bâtiment et à l'arbre moteur, ne permettent guère de porter à plus de septante ou quatre-vingts le nombre de secousses par minute. Or, à moins de donner au crible de très fortes dimensions, ce nombre, pour des secousses de $0^m,20$ à $0^m,25$ d'amplitude, est insuffisant pour cribler de fortes extractions.

Ce mode d'action est, au reste, très préjudiciable au moteur, les résistances étant très variables.

Les vibrations communiquées aux murs des bâtiments sont telles que, dans certaines installations, on a dû rendre le classeur tout à fait indépendant de la charpente au moyen de forts sommiers et de poussards prenant pied dans le sol.

### 2° Classeurs a mouvement de translation.

*Grille Briard.* — Cette grille est formée de barreaux inclinés à 8 ou 10 degés, fixés à deux bâtis recevant le mouvement d'excentriques ou mieux d'arbres coudés, afin de diminuer les frottements. Dans le type primitif, une série de barreaux était mobile ; pendant une demi-révolution de l'arbre moteur, la grille mobile se trouvait au dessus de la série des barreaux fixes, et en dessous pendant l'autre. Il s'ensuivait que le charbon, successivement soulevé et ramené sur les barreaux fixes, se trouvait soumis à une action tamisante énergique.

Dans les types actuels, les deux séries de barreaux sont mobiles et elles sont commandées par le même arbre moteur. De la sorte, une course moitié moindre pour chaque série permet d'obtenir le même effet.

Les exigences commerciales forçant l'exploitant à faire des catégories de grosseurs très différentes, une

nouvelle disposition (1) permet, en très peu de temps, de changer l'écartement des barreaux.

La force nécessaire au fonctionnement d'une grille, longue de 2m,50 à 3 mètres, et dont les barreaux sont écartés de 0m,040 à 0,m050, est de 1,5 à 2 chevaux-vapeur quand elle est chargée de matières.

L'effet utile de ce crible est très grand; des expériences faites aux ateliers des Charbonnages de Mariemont et Bascoup, ont prouvé qu'il peut classer 100 tonnes et plus en une heure.

La séparation des produits est nette; toutefois, des morceaux allongés peuvent traverser la grille et se mélanger ainsi à des morceaux beaucoup moins gros.

De plus, ce crible, parfait pour des charbons durs ou d'une dureté moyenne, semble convenir moins pour des charbons friables. Et, de fait, la grille Briard, par l'effet du broyage qui se manifeste sur un morceau présentant des aspérités, diminue le rendement en catégories moyennes pour les charbons friables.

*Grille Biernaux.* — Ce classeur consiste en une chaîne sans fin composée d'une série de barreaux en fer réunis par des boulons et écartés de 0m,040 à 0m,060 suivant la classification adoptée dans l'atelier. Cette chaîne s'enroule sur deux tambours polygonaux de 0m,30 de rayon, pour le cercle inscrit, et écartés de 2m,40 d'axe en axe. Les tambours, tournant à raison d'un tour et demi par minute, la chaîne se meut avec une vitesse de 0m,055 environ par seconde. Deux cames, tournant à raison de soixante tours par minute, secouent continuellement la toile, afin de favoriser le tamisage.

Comparé au crible Briard, cet appareil a une puis-

(1) Cette disposition est décrite dans le *Bulletin de l'Association des ingénieurs de l'école des mines de Mons*.

sance de classement presque égale et ménage bien les produits ; mais il demande une force motrice plus grande. Effectivement, le tamisage ne se fait que sur la partie supérieure de la chaîne, soit sur le tiers de sa longueur totale.

Cette grille est employée aux charbonnages du Trieu-Kaisin, à Châtelineau, ainsi qu'au puits n° 4 des mines de Monceau-Fontaine et Martinet, à Monceau-sur-Sambre.

*Tables à mouvement de translation.* — Ces tables se composent de tôles perforées, faiblement inclinées sur l'horizon et suspendues par des tringles à une charpente indépendante de celle de la halle. On leur imprime un mouvement de translation longitudinal, latéral ou circulaire.

Dans les trois cas, la table est formée d'une tôle perforée de trous ronds et inclinée de 4 à 10 degrés. On donne quelquefois aux ouvertures la forme carrée, afin de diminuer le rapport des espaces pleins aux espaces vides et d'augmenter ainsi la puissance tamisante. Cependant, le trou carré a l'inconvénient de présenter deux dimensions différentes, dans le sens de la diagonale et suivant l'un des côtés ; aussi la tôle perforée de trous ronds est presque généralement admise.

L'épaisseur de la tôle est de $0^m,001$ à $0^m,005$, suivant le diamètre de l'ouverture ; elle doit être suffisante pour résister au poids des matières à classer. Dans la détermination de cette épaisseur, il faut éviter l'exagération tant pour atténuer les inconvénients résultant de la mise en mouvement de cribles lourds, que pour diminuer les chances d'obstruction en présentant des tubes trop longs à l'évacuation des matières.

*Crible à mouvement longitudinal.* — Le mouvement

se faisant suivant l'inclinaison, une grenaille est sollicitée à descendre par la pesanteur et par le mouvement de haut en bas qui, se répétant continuellement, lui communique une série de forces vives, destinées à vaincre le frottement. Ce genre de mouvement est généralement adopté pour le classement des morceaux d'un diamètre supérieur à $0^m,045$.

*Crible à mouvement latéral.* — Le charbon n'est forcé à descendre que par la pesanteur. Les secousses transversales données par la manivelle ont pour but de renouveler constamment les surfaces de glissement et d'utiliser toute l'aire du crible. Le charbon reste plus longtemps sur le classeur que par l'emploi du premier mode de mouvement, aussi on obtient une aussi bonne séparation des produits, en diminuant la longueur de la table. Or, dans ces appareils, on a toujours intérêt à alléger les masses mises en mouvement, à cause des vibrations inséparables de leur emploi.

La largeur est aussi mieux utilisée, car les secousses transversales imprimées aux grenailles forcent ces dernières à s'éparpiller sur toute l'étendue du tamis.

Le nombre de secousses par minute varie suivant les dimensions de la table et le service qu'on en attend. Plus les dimensions sont fortes, moins on donne de secousses pour un même effet utile. En thèse générale, nous pensons qu'au grand crible, donnant un petit nombre de secousses de forte amplitude à la minute, il faut préférer le crible de dimensions restreintes, battant un grand nombre de petits coups. La puissance de classement augmente très rapidement avec de faibles différences de vitesse. Tel crible de 3 mètres carrés de surface, ne séparant qu'une grosseur et pour une extraction de 25 tonnes à l'heure, sera sans grand effet à 100 pulsations de $0^m,15$ à $0^m,20$ ; tandis qu'à

120 pulsations de même amplitude, le déplacement des matières sera déjà rapide et la puissance de classement sera fortement augmentée.

Quand le charbon arrive sec, le tamisage se fait avec facilité, même pour les fines ; mais s'il arrive mouillé, chaque grain reste enveloppé d'une agglomération de poussiers boueux, les trous s'engorgent et le travail se fait mal. Il est des cas où l'on a été forcé de recourir à l'emploi du trommel avec courant d'eau. Dans certaines installations, on conserve ce crible, et l'on confie à un ouvrier le soin de battre continuellement la toile, au moyen d'un balai. Le mouvement latéral est généralement adopté pour le classement des fines de $0^m,015$ à $0^m,045$.

Pour éviter la projection des grenailles charbonneuses sur les parois du crible, M. Allard, constructeur à Châtelineau, donne une forme curviligne à la section transversale de l'appareil, c'est là une amélioration dont on doit profiter dans les nouvelles installations.

*Cribles à tôles superposées.* — Pour un triage qui demande un grand nombre de catégories, les cribles formés d'une seule tôle ne conviennent plus ; en effet, on doit leur donner une grande longueur, de nombreux points de suspension et d'attaque, et ils demandent de grands emplacements. On superpose alors les tôles perforées, de façon à former un véritable caisson.

Comme type de ce genre de classeurs, nous citerons l'appareil employé aux mines du Couchant du Flénu, à Quaregnon, représenté par la figure 1. Cet appareil fait le classement en grains de 0 à $0^m,008$, $0^m,008$ à $0^m,014$, $0^m,014$ à $0^m,040$, $0^m,40$ à l'$\infty$. Une glissière, permet de diriger les charbons de 0 à $0^m,008$ dans les wagons ou sur les toiles

de nettoyage qui font suite au crible. Dans ce dernier cas, ils se déversent sur la toile, immédiatement en dessous des charbons de $0^m,008$ à $0^m,014$ et de $0^m,014$ à $0^m,040$. De la sorte, les impuretés ne sont pas cachées aux yeux des fillettes-trieuses.

Un crible de 4 mètres de longueur sur $1^m,70$ de largeur, incliné de 8 degrés sur l'horizon et animé de soixante à soixante-dix pulsations de $0^m,20$ d'amplitude, peut sans difficulté, traiter 40 à 50 tonnes à l'heure, d'un charbon donnant 50 p. °/₀ de poussier de 0 à $0^m,015$.

Les cribles employés aux mines du Rieu-du-Cœur, à Quaregnon, et aux mines du Levant du Flénu, sont semblables au type décrit plus haut.

Dans certains ateliers français, on emploie le crible représenté par la figure 2. Il se compose de deux tôles d'acier épaisses de $0^m,005$, formant parois verticales, et soutenant deux ou trois tôles inclinées à 3 degrés et perforées de trous ronds.

Les petits gradins indiqués au croquis ont pour but de faire culbuter les morceaux plats et de les séparer du charbon fin qu'ils peuvent retenir à leur face supérieure. Quand leur hauteur ne dépasse pas $0^m,060$, ces ressauts ne brisent pas le charbon et donnent de bons résultats.

Ce crible (1), tel qu'il est employé aux mines de Decize (France), renferme trois tôles perforées et fait le classement 0 à $0^m,015$, $0^m,015$ à $0^m,025$, $0^m,025$ à $0^m,045$, $0^m,045$ et plus. Il mesure $2^m,75$ de longueur sur $1^m,50$ de largeur; il pèse 375 kilogrammes, et bat moyennement à la minute deux cents coups de $0^m,08$ d'amplitude. On peut aussi superposer

(1) *Bulletin de la Société de l'industrie minérale de Saint-Etienne.*

des tôles perforées indépendantes l'une de l'autre ; dans ce cas, on leur imprime une vitesse variable avec la catégorie à classer. Pour le criblage de 45 tonnes à l'heure, on donne à chaque tôle 5 mètres carrés de surface environ, et une course variant de $0^m,10$ à $0^m,20$ pour un nombre de pulsations variant entre cent vingt et soixante-dix, par minute.

*Crible Karlick.* — Il est formé d'un caisson à tôles superposées (voir fig. 3, pl. XVIII). En dessous de chaque tôle perforée, on dispose une tôle pleine, afin d'utiliser toute la surface tamisante du perforé suivant.

Le caisson est suspendu à un châssis en fer, de hauteur variable avec le niveau du culbuteur. Dans la plupart des applications, le châssis a une hauteur de 8 à 10 mètres.

La figure 4 représente le système de suspension du caisson. Il consiste en une tête de rivet *v*, traversée par une tige filetée reliée à la charpente du crible. Un écrou *e* permet de monter ou de descendre le caisson.

Afin de forcer ce dernier à obéir au mouvement circulaire, une tige *E* roulant sur un galet *g*, fait suite à l'appareil. Ce dernier organe sert en même temps de distributeur, par les secousses continuelles qui lui sont imprimées.

Pour un crible de 2 mètres carrés de surface, traitant 35 tonnes à l'heure, l'amplitude du mouvement circulaire est de $0^m,15$ à $0^m,20$.

Ce crible fait bien la séparation des différentes catégories tout en ne demandant qu'un emplacement restreint ; nous estimons toutefois que l'on arrive à un résultat tout aussi satisfaisant par l'emploi des cribles à tôles superposées et à secousses rectilignes.

*Trommel.* — Pour le criblage des charbons, on emploie aussi le trommel simple et le trommel composé, dont le tissu est en toile métallique ou en tôle perforée.

La toile métallique, d'un emploi presque forcé pour séparer le poussier 0 à $0^m,008$, présente un inconvénient assez grave ; les fils métalliques croisés perpendiculairement, se rapprochent les uns des autres, et offrent alors des ouvertures de dimensions plus grandes que le calibre voulu. Or, pour des charbons devant être lavés, un calibrage soigné est toujours nécessaire.

L'axe du trommel simple est horizontal, et l'enveloppe présente une conicité telle qu'une génératrice est inclinée de 10 à 30 degrés sur l'horizon. La pesanteur force les matières à descendre ce plan incliné ; la rotation de l'appareil, ne fait que renouveler les surfaces de contact des grains et de la tôle perforée.

Un trommel à enveloppe simple, qui présente une longueur de $3^m,70$ et dont les bases ont 1 mètre et $1^m,80$ pour diamètres respectifs, peut, à la vitesse de cinq ou six tours à la minute, trier 15 tonnes à l'heure, avec le classement 0 à $0^m,010$, $0^m,010$ à $0^m,020$, $0^m,020$ à $0^m,040$, $0^m,040$ à $0^m,060$.

Le trommel à enveloppe simple, oblige toutes les matières à passer sur la tôle la plus fine ; aussi cette dernière s'use rapidement. Pour cribler de grandes quantités de matières, on doit donner au trommel de fortes dimensions, tant en longueur qu'en diamètre. Cependant, l'on ne peut augmenter outre mesure ces deux dimensions. Effectivement, si la longueur est forte, les frottements continuels des grenailles l'une contre l'autre et contre la tôle, favorisent la production de poussier. Quant au diamètre, on ne peut l'augmenter sans un fort surcroît de force motrice ; car dans un trommel, il n'y a de surface utilisée pour le tamisage, que le quart de la surface totale, et celle-ci est proportionnelle au diamètre.

Pour augmenter la puissance tamisante du trommel,

on peut agir sur la vitesse de rotation. Pour un certain nombre de révolutions par minute, les grenailles amenées à une faible hauteur dans l'appareil, retombent en glissant tout le long de la surface interne. On a, dans ce cas, atteint la vitesse limite de rotation. Si cette limite est franchie, les grenailles sont entraînées par la force centrifuge à une certaine hauteur dans le trommel, et ne sont plus abandonnées sans vitesse, comme dans le cas précédent ; elles possèdent encore une force vive, qui les projette à l'intérieur de l'appareil. Il en résulte une diminution dans la puissance de classement ainsi que des chocs nuisibles à la conservation des matières. Si la vitesse augmente encore, la force centrifuge développée force les matières à adhérer aux parois du trommel, et le classement ne se fait pas.

Dans les trommels de dimensions moyennes, on ne dépasse pas dix tours par minute, pour le classement des catégories moyennes

On garnit quelquefois l'intérieur du trommel simple, d'hélices en tôle afin de retarder la descente des matières. Des trommels simples, employés anciennement aux mines de Bessèges (1) (France), avaient 2 mètres de longueur et 1 mètre de diamètre pour chaque base. Une hélice en tôle, de $0^m,50$ de pas, assurait l'avancement de la houille. Le parcours total de la houille était de $11^m,75$, à savoir $8^m,50$ sur un maille de $0^m,020$ et $3^m,25$ sur une maille de $0^m,040$. Un tel trommel pouvait classer 12 à 15 tonnes à l'heure, en marche ordinaire.

*Trommel composé*. — Le trommel composé, est formé d'enveloppes concentriques, perforées de trous de dia-

(1) Tome 8 de la *Revue minérale* de Saint-Etienne. — Lavage de M. Marsaut.

mètres décroissants. On leur donne 4 à 5 mètres de longueur et $1^m,50$ de diamètre extérieur. Les différentes enveloppes sont espacées de $0^m,20$ environ.

Un trommel à double enveloppe des dimensions ci-dessus et tournant à huit tours par minute, peut classer 25 tonnes à l'heure, d'un charbon donnant 50 p. °/₀ de poussier.

Les trommels doubles, qui, aux mines de Bessèges (1) ont remplacé en 1877 les trommels simples précités, sont construits de la manière suivante : Chaque trommel est formé de deux enveloppes concentriques, espacées de $0^m,20$. L'enveloppe intérieure a 1 mètre de diamètre et $1^m,75$ de longueur; l'enveloppe extérieure a la même longueur et $1^m,40$ de diamètre,

L'enveloppe intérieure, dont les mailles ont $0^m,038$ de diamètre, possède deux hélices parallèles au pas de $0^m,090$, qui coupent la charge en deux à chaque tour du trommel, et font sortir les gailletins plus gros que $0^m,038$ millimètres, après un parcours de 6 mètres environ.

L'enveloppe extérieure a des mailles de $0^m,019$ et elle porte une hélice conductrice de $0^m,50$ de pas ; de cette façon les grenailles de $0^m,038$ à $0^m,019$ parcourent un chemin de $12^m,70$.

Un de ces trommels classe moyennement 200 tonnes de charbon, pour 10 heures de marche.

Les trommels doubles forcent le fin charbon à parcourir des chemins plus longs que dans l'emploi de trommels simples. De plus, les tôles à petits perforés ne reçoivent pas toute la charge, et on pourra les faire moins épaisses, ce qui est préférable pour un bon classement.

(1) Tome 8 de la *Revue minérale* de Saint-Etienne. — Lavage de M. Marsaut.

On peut objecter que les matières, traversant l'enveloppe intérieure vers l'extrémité du trommel, sont peu tamisées par l'enveloppe extérieure. On a remédié à cet inconvénient dans certains ateliers pour la préparation mécanique « *où l'on emploie des trommels à 4 et 5 enveloppes concentriques* », en ramenant les matières vers le milieu du trommel au moyen de tôles inclinées.

En général, l'emploi du trommel n'est pas à conseiller pour le criblage des charbons friables ou moyennement durs. Ils sont d'un bon emploi pour le classement des fins charbons, et quand les produits arrivant mouillés, l'on est obligé de faire circuler un courant d'eau dans l'appareil, pour enlever les boues et décrasser les trous... Dans toutes les applications au triage des charbons, nous leur préférons les cribles à secousses.

*Dimensions des trous des tôles.* — La fixation des dimensions des trous pour les tôles perforées, n'est pas née du hasard. On peut les déterminer par le calcul dans un cas donné, en s'inspirant des idées et des expériences faites par M. de Rittinger, sur le lavage des charbons.

Quand une grenaille tombe dans de l'eau au repos, elle est soumise à l'action de trois forces, à savoir : la pesanteur, le frottement des liquides et la poussée de l'eau. La seconde force qui représente le frottement latéral s'exerçant sur les parois du corps et la perte de force vive due aux chocs de l'eau contre les aspérités de sa surface, est proportionnelle au carré de la vitesse et à la section droite du corps immergé. De cette considération M. de Rittinger a déduit une relation entre la vitesse et le temps.

Quoique la vitesse d'une grenaille tombant dans l'eau ne soit pas constante, puisque le mouvement est

accéléré, de nombreuses expériences lui ont prouvé qu'en pratique et après un temps très court, on pouvait considérer le mouvement comme uniforme, et supposer la vitesse constante. Cette vitesse *limite*, peut être représentée par la formule :

$$V = C\sqrt{D(\delta - 1)}$$

$D$ étant le diamètre du grain et $\delta$ sa densité.

Pour des grenailles exactement sphériques, comme le sont des plombs de chasse, il assigne au coefficient $C$, la valeur 5.11.

Si dans cette formule, il prend pour $D$, non pas le diamètre du grain, mais le diamètre des trous de la tôle qui a tamisé une catégorie donnée, le calcul lui détermine les coefficients suivants :

$C = 2.75$, pour des grains arrondis.
$C = 1.92$, pour des grains aplatis.
$C = 1.37$, pour des grains allongés.

Pour une catégorie de charbon où les grains arrondis, plats et allongés, sont dans le rapport 2 : 1 : 1 ; M. de Rittinger prend 2.44 pour la valeur moyenne du coefficient $C$. La vitesse limite est alors représentée par la formule :

$$V = 2{,}44\sqrt{D(\delta - 1)}.$$

Voici les vitesses limites pour quelques dimensions de grenailles charbonneuses et schisteuses :

| Diamètre. | Grains de houille. | Schistes. |
|---|---|---|
| $0^m$,010 | 0,134 | 0,267 |
| $0^m$,008 | 0,110 | 0,239 |
| $0^m$,006 | 0,103 | 0,207 |

La vitesse constante que prend une grenaille au bout d'une seconde, est proportionnelle à son diamètre

et à sa densité. Si donc, dans un vase rempli d'eau et suffisamment haut, l'on projette une certaine quantité de houille, il se formera au fond, une série de stratifications composées des grenailles qui ont la même vitesse limite, c'est-à-dire, qui tombent également vite. Il arrivera que ces corps petits, mais denses, seront dans le même lit que des corps plus gros et moins denses ; aussi, pour arriver à une bonne épuration des produits par le lavage, il faut que les plus petits grains schisteux tombent plus vite que les plus gros grains de houille.

Considérons une catégorie de grenailles, définie par les diamètres $a$ et $a'$ des trous de deux tôles successives du crible, $a'$ étant plus grand $a$. Si $d$ et $d'$ sont les densités respectives du schiste et du charbon purs, pour que le plus petit morceau de schiste tombe plus rapidement que le plus gros grain de houille dans de l'eau au repos, il faudra que le produit $a\,(d - 1)$ soit plus grand que le produit $a'\,(d' - 1)$ ou tout au moins égal.

Si dans cette égalité, $a\,(d - 1) = a'\,(d' - 1)$, nous remplaçons $d$ et $d'$ par les chiffres généralement admis, c'est-à-dire 2.3 et 1.4, nous aurons :

$$a\,(2.3 - 1) = a'\,(1.4 - 1)$$

On en tire le rapport des trous de deux tôles successives :

$$\frac{a'}{a} = \frac{1.3}{0.4} = 3.25.$$

On peut, en pratique, diminuer ce rapport, car la densité moyenne des schistes est souvent plus faible que 2.3, par suite de leur mélange avec du charbon. Si nous prenons 3 pour chiffre moyen, les diamètres

des trous pour les tôles successives du crible devront former la progression géométrique de raison 3. Exemple, l'échelle de classement suivante : 0 à $0^m,005$, $0^m,005$ à $0^m,015$, $0^m,015$ à $0^m,045$.

Les nécessités commerciales fixent des échelles plus compliquées, mais aussi plus favorables à une bonne séparation des produits. Dans la plupart des grands ateliers, on adopte la classification 0 à $0^m,005$, $0^m,005$ à $0^m,015$, $0^m,015$ à $0^m,030$, $0^m,030$ à $0^m,040$, $0^m,040$ à $0^m,060$. La loi ci-dessus est sanctionnée par la pratique, car l'on remarque que plus cette classification est étendue, mieux se fait l'épuration ultérieure.

*Distributeurs des cribles.* — Les matières peuvent être déversées dans la trémie d'alimentation, par différents systèmes de culbuteurs. Dans la plupart des ateliers belges, le culbuteur se compose d'une ossature cylindrique, en fer, reposant par ses deux extrémités, sur quatre galets qui facilitent la rotation du système.

Dans les installations où tout est combiné pour cribler de fortes extractions, on rend les culbuteurs automatiques.

C'est là une complication, dont on peut, croyons-nous, contester l'utilité, si l'on pense que le mouvement de rotation à imprimer à un culbuteur ne demande pas beaucoup de fatigue de la part de l'ouvrier préposé à la manœuvre.

De la trémie, les charbons sont dirigés vers le crible, au moyen de distributeurs. Ils sont de plusieurs types :

1° *Vanne à contrepoids.* — Ce distributeur est formé d'une vanne fermant l'ouverture inférieure de la trémie, et que l'on relève plus ou moins suivant l'activité de l'extraction et la puissance tamisante des cribles. Employé seul, il demande une forte inclinaison pour

la paroi antérieure de la trémie et soumet les matières à une grande hauteur de chute, si l'on n'a pas la précaution de tenir la trémie toujours pleine.

2° *Distributeur des mines de Lens.* — Sous la trémie se meut une toile sans fin, en chanvre ou en caoutchouc, d'un mètre de longueur et s'enroulant sur deux tambours de $0^m,60$ de diamètre. Présentant une inclinaison de 10 à 12 degrés vers la trémie, la toile se meut à une vitesse uniforme de $0^m,04$ ou $0^m,05$ à la seconde. De la sorte, quand la trémie est pleine, la toile permet de déverser le charbon sur le crible, en une couche moyennement épaisse de $0^m,25$ à $0^m,30$. Cette épaisseur est réglée par une vanne à contrepoids, placée sur la trémie. Cet appareil provoque un tel entraînement du charbon, qu'il suffit pour de fortes extractions, avec une trémie de faible capacité.

La figure 5 (pl. XVIII) représente le distributeur du triage de la fosse n° 6 des mines de Lens, en France.

A l'atelier de triage des charbonnages du Bois communal de Fleurus, on a installé un distributeur de ce système ; seulement au lieu d'être en chanvre, la toile se compose de courroies sans fin en caoutchouc, larges de $0^m,08$ à $0^m,10$, et sur lesquelles sont fixées des lattes en acier de toute la largeur de la chaîne, soit 1 mètre environ, et longues de $0^m,10$.

*Distributeur des mines de Sars-Longchamps.* — Sous la trémie se meut un cylindre en fonte de $0^m,60$ de diamètre et $0,^m,80$ de longueur. Sur ce tambour et dans le sens des génératrices, sont rivées des cornières en fer, qui ont pour effet de provoquer l'entraînement des produits vers le crible. Employé aux mines de Sars-Longchamps, ce distributeur suffit pour un traitement journalier de 600 tonnes de charbon.

*Distributeur des mines de Decize* (1) (France). (Voir

(1) *Bulletin de la Société de l'Industrie minérale de Saint-Etienne* année 1878.

fig. 6, pl. XVIII). — Dans la figure 6, *QR* est une face d'écoulement des charbons, inclinée à 31 degrés. La face *DE*, inclinée à 41 degrés sur l'horizon, s'arrête en un point *D*, tel que *DD'* ait $0^m,50$ de longueur, afin de laisser passer par l'ouverture les plus gros morceaux de houille. La face *QR*, s'arrête contre le rouleau *C*, en fonte, et son prolongement rencontre l'axe du cylindre.

La ligne *DF* indique le talus naturel du charbon ; elle doit tomber au point *F* sur la génératrice du cylindre comprise dans le plan vertical passant par l'axe *C*. De cette façon, le charbon déversé dans la trémie glissera sur la paroi *QR* et formera le talus *DF*. Retenu par le rouleau au repos, il ne tombera pas; mais la rotation de ce dernier lui fera franchir la génératrice projetée au point *F*.

L'adhérence sur le tambour provoque un entraînement du charbon presque proportionnel à la vitesse de rotation. Pour une vitesse de trois tours à la minute, un tambour ayant $0^m,60$ environ de diamètre suffit au criblage de 500 tonnes en 10 heures de travail.

Cet appareil doit être préféré à celui de Sars-Longchamps, qui rend possible la filtration des charbons menus, ainsi qu'à la toile distributrice employée aux mines de Lens, plus compliquée et exigeant plus de force motrice. Ce mode de distribution des matières a été appliqué au triage des mines d'Arsimont, à Falisolles. Toutefois, la position du rouleau n'est pas déterminée par le schéma donné ci-dessus ; elle est telle que la face d'écoulement *QR* arrive peu en deça de la génératrice *C*. Des morceaux de câbles d'extraction sont fixés sur la paroi *ED*, de façon que les produits déversés par le culbuteur sont arrêtés devant le rouleau.

*Transport et nettoyage des charbons criblés*. — Les produits classés par les appareils cribleurs sont

déversés dans les wagons par des couloirs inclinés ou par l'intermédiaire de toiles de transport. On emploie ces dernières quand on veut procéder au nettoyage des catégories moyennes et supérieures. A cet effet, tout le long de ces toiles, qui présentent une longueur minima de 8 mètres, on dispose des fillettes-trieuses; leur mission est d'enlever les pierres et autres impuretés qu'elles aperçoivent dans les produits transportés.

Dans certains ateliers belges, ces fillettes mettent à part les *charbons barrés* (mélange de charbon et de schiste); on emploie ces produits au chauffage des chaudières de la mine.

Dans quelques ateliers français, les fillettes ont à leur portée une toile de transport pour les schistes purs et une seconde pour les charbons barrés. Les schistes sont conduits vers le terril, tandis que les charbons barrés vont à un atelier de déschistage, où des fillettes, munies de marteaux pointus, séparent la gangue de la matière utile. Elles travaillent sur des grilles à barreaux faiblement écartés. Le menu produit dans cette opération traverse les barreaux de la grille et arrive dans les appareils laveurs.

*Toiles de transport*. — Les toiles de transport sont faites en matériaux métalliques ou bien en chanvre.

Pour le transport des gailleteries, les toiles métalliques se construisent d'après le système Cornet. Elles sont formées de barreaux en fer rond, espacés de $0^m,060$ à $0^m,080$, afin de laisser passer le poussier adhérant aux morceaux de charbon; ces barreaux sont placés transversalement et ils sont supportés par les éléments d'une chaîne de Galle.

La partie du bâti de la toile qui se trouve vers le wagon est mobile autour d'une charnière; une chaîne-contrepoids, attachée à l'extrémité, facilite la remonte ou la descente dans le wagon.

Pour le transport des gailletins et des fines, les toiles métalliques sont composées de tôles pleines associées aux éléments d'une chaîne de Galle, qui s'enroulent sur deux tambours polygonaux.

A l'atelier de triage des charbonnages du Levant du Flénu, les toiles métalliques pour le transport des gailletteries et des gailletins, ont 7 à 8 mètres de longueur et elles sont formées de barreaux écartés de $0^m,040$.

Pour le transport des fines, les toiles sont formées de tôles en fer de $0^m,35$ de longueur sur $0^m,60$ de largeur, rivées par une cornière de $0^m,20$ de longueur sur les maillons d'une chaîne de Galle.

Pour diminuer la hauteur de chute des charbons sur les becs de chargement placés à la sortie du transporteur, M. Allard, constructeur à Châtelineau, arrête les tôtes à la longueur des éléments de la chaîne de Galle. Le transporteur qu'il emploie ordinairement, est formé de tôles articulées de $0^m,20$ de longueur et $0^m,60$ à $0^m,90$ de largeur.

Les toiles métalliques demandent peu d'entretien. On peut leur reprocher une certaine raideur au mouvement, si on les compare aux toiles en chanvre ou en aloès. Ces dernières sont faites, très économiquement, au moyen de câbles d'extraction. Toutefois, à l'heure actuelle, les cordiers belges fabriquent, pour cet usage, des cordes larges de $0^m,60$ à 1 mètre et épaisses de $0^m,010$ à $0^m,015$, suivant les quantités à nettoyer.

Dans l'emploi des vieux câbles d'extraction, il y a certaines précautions à prendre. Il faut, notamment, permettre au bâti des rouleaux de retour de s'éloigner de celui des rouleaux moteurs. Pour une toile de 10 mètres de longueur, l'allongement possible doit être de 1 mètre au moins, ce que l'on obtient aisément au moyen des tendeurs à vis. Avant l'emploi de ces vieux

câbles, on doit leur faire subir une bonne dessication ; sans cela, l'allongement ultérieur est trop fort et ils n'adhèrent plus aux rouleaux moteurs. La toile étant composée de plusieurs câbles, ils doivent être rigoureusement égaux et également desséchés ; autrement l'adhérence sur les rouleaux ne serait pas la même aux différents points, ce qui amènerait des tiraillements nuisibles à un bon fonctionnement. Les câbles sont généralement cousus entre eux ; pour le transport des charbons menus, cette opération doit toujours être faite, pour que le poussier ne s'échappe pas par les intervalles laissés entre les différents câbles.

Les toiles en chanvre ont généralement de $0^m,60$ à 1 mètre de largeur et une longueur de 8 à 10 mètres.

Afin de diminuer leur flexion sous le poids des matières transportées, on les fait reposer sur des rouleaux en bois de $0^m,20$ de diamètre et distants de 1 mètre d'axe en axe. Dans quelques ateliers belges on les fait glisser, tout le long de leur parcours, sur des cornières en fer fixées au bâti. Leur vitesse moyenne par seconde est de $0^m,25$.

Dans l'établissement des toiles de transport, il faut avoir soin de poser les rouleaux d'extrémité de telle façon que la partie inférieure de la toile arrive à $0^m,35$ au moins au dessus du plancher de la halle ; sinon la poussière de charbon, qui s'accumule sur ce dernier, encrasse les rouleaux de support et contrarie le mouvement de translation de la chaîne.

Comparées aux toiles métalliques de transport, les toiles en chanvre sont moins économiques, car elles sont à remplacer au bout de deux ans et demi ou trois ans ; elles s'effilochent sur les bords, et la rencontre avec les becs de chargement amène la rupture des torons. Elles ont l'avantage de diminuer, au sortir du transporteur, la hauteur de chute sur les trémies de chargement.

A l'atelier de triage des charbonnages des Viviers, à Gilly, on a employé, pour le transport du menu, des chaînes en toile à voile enduites d'un mélange d'huile et de minium. La toile est mise en double épaisseur. Depuis six mois qu'elle fonctionne, elle paraît avoir bien résisté. Mise en triple épaisseur, une telle chaîne coûte fr. 6-50 le mètre courant pour $0^m,90$ de largeur. Une toile en aloès, de même largeur et de $0^m,015$ d'épaisseur, coûterait 28 francs par mètre courant.

Quoique l'expérience ne se soit pas encore prononcée sur ce transporteur, nous estimons que son bas prix, le peu d'influence que les variations de température et d'humidité ont sur lui comparativement aux transporteurs en chanvre, sa faible raideur au mouvement de translation, ainsi que son faible poids, recommandent son emploi pour le transport des catégories moyennes de charbon.

*Wagons mesureurs.* — Dans la plupart des installations belges, les toiles pour le transport des fines et des têtes de moineau, déversent leurs produits dans les wagons, soit directement, soit par l'intermédiaire de mesureurs d'une contenance de 4 à 5 hectolitres. Un jeu de volets, facile à se représenter, dirige les matières vers l'une des deux voies précitées. On peut régler ainsi les diverses compositions de tout-venant demandées par le commerce.

Ces wagons-mesureurs ont le fond terminé en forme de trémie, et les deux parois sont amovibles au moyen d'un pignon engrenant une crémaillère.

Pour les gailletteries et les gailletins qui doivent être ménagés, ils sont attachés à une chaîne à contrepoids, de façon à pouvoir être descendus dans le wagon, puis remontés plus ou moins haut suivant que ce dernier se remplit de matières. Le contrepoids est tel qu'il peut remonter la caisse vide; aussi un frein

est-il placé sur la poulie de renvoi de la chaîne d'attache.

Les mesureurs pour gailletteries, tels qu'on les construit actuellement, n'ont pas donné de bons résultats. L'emboîtement télescopique est contrarié par les matières et la manœuvre donne lieu à une production notable de poussiers.

Il est préférable, selon nous, de reconstituer des tout-venants par une toile spéciale où viennent se déverser les produits des toiles à gailletteries et celui des mesureurs à fines et à catégories moyennes.

*Force motrice.* — On peut estimer à 5 chevaux-vapeur, la force nécessaire pour activer un crible-caisson de $3^{m},50$ de longueur, muni de trois tôles perforées, débitant 35 tonnes à l'heure, et déversant les produits sur trois toiles en chanvre, longues de 8 à 10 mètres.

*Main-d'œuvre d'un triage.* — Pour passer 500 tonnes en 8 heures, à l'atelier de triage des mines de Sars-Longchamps, à La Louvière, on emploie le personnel suivant :

1° Dix filles, payées à raison de fr. 1-40 la journée, sont employées à la manœuvre des wagonnets ;

2° Un homme, payé à raison de fr. 2-80, est employé au service de la caisse à gailletteries qui sert à la composition du tout-venant ;

3° Un homme payé à raison de fr. 2-80, est placé pour retirer les grosses houilles, à leur passage sur la toile à gailletteries ;

4° Un nombre indéterminé de fillettes disposées tout le long des toiles à gailletins et à têtes de moineau, sont payées fr. 1-70 par 1,000 kilogrammes de pierres ramassées. On peut estimer à 25 tonnes, la quantité d'impuretés ramassées sur les trois toiles, soit 5 p. °/₀ de la quantité criblée en 8 heures de

marche. De ce fait, il y a donc une dépense de 25 × fr. 1.70 = fr. 42.50;

5° Trois filles sont payées à raison de fr. 1-15 la journée, pour le service d'une toile qui conduit les gailletins dans les wagons de chargement;

6° Deux hommes, payés à raison de fr. 2-80, distribuent les charbons dans les wagons à tout-venant;

7° Deux filles payées à raison de fr. 1-15, distribuent les fines dans les wagons en chargement;

8° Deux hommes, payés à raison de fr. 2.80, sont employés à la manœuvre des wagons en chargement sur les voies de chemin de fer.

Ces dépenses constituent un total de fr. 79-35, pour la main-d'œuvre du classement et du nettoyage de 500 tonnes; soit fr. 0-16 à la tonne. Ajoutons-y 20 francs par jour pour les petites réparations aux appareils et pour les consommations diverses; nous arrivons à un total de fr. 0-20 à la tonne.

Au triage des mines du Couchant du Flenu, dont nous avons donné certains éléments, on nettoie et l'on classe 300 tonnes de charbon en 10 heures de travail, avec une main-d'œuvre s'élevant à fr. 0-10 à la tonne. Si l'on tient compte des consommations diverses, on arrive à un prix de revient à la tonne ne dépassant pas fr. 0-15. C'est certes là, une faible dépense vis-à-vis de la plus-value que le criblage donne à la valeur vénale des produits extraits.

*Désintégrateur. — Epurateur Sottiaux.* — Cet appareil agit sur les matières, par différence de friabilité au choc. En même temps que la pulvérisation, il produit la séparation du produit utile et des matières étrangères, en provoquant une ventilation sur les produits pulvérisés par le choc.

*Description.* — Il a pour but de pulvériser le charbon, de l'expulser à mesure de la pulvérisation et

de laisser intactes ou en morceaux plus gros les matières étrangères qu'il renferme.

Il se compose essentiellement (fig. 7, 8, 9, pl. XVIII), du brisoir à lames héliçoïdales *B*, animé d'un mouvement de rotation (plus ou moins rapide selon la nature des charbons à traiter) à l'intérieur d'un tambour perforé *GG*, *HH*, fixe.

Ce brisoir est formé de deux ou plusieurs croisillons à six bras *A* en acier, aux extrémités desquels sont fixées les lames. Ces lames, en acier, présentent une surface héliçoïdale d'un quart de révolution par mètre de longueur, et ont une épaisseur de $0^m,010$ à $0,^m013$.

L'arbre *C* tourne avec le brisoir, à l'intérieur d'un tambour perforé, composé de deux parties. La première *GG*, du côté de l'arrière, est en fonte cannelée à l'intérieur et présente des trous dans le fond des rainures. La seconde *HH* est en tôle perforée et présente des trous de diamètre variable avec le degré de friabilité des matières à traiter. Elle est convenablement emboîtée et fixée sur la première *GG*.

Un cylindre cribleur *R*, emboité sur l'extrémité du tambour *HH*, tourne librement sur celui-ci et indépendamment de l'arbre *C*, au moyen d'un manchon en fonte *q*, fou sur celui-ci et servant de moyeu aux rayons *s* du cylindre *R*. Ce dernier est pourvu à sa partie antérieure d'un fond en hélice *V*.

Le tout est enveloppé dans une enveloppe en tôle *T*, ouverte en dessous sur toute sa longueur, et communiquant avec le réservoir à produits finis.

Dans sa paroi postérieure, sont pratiquées deux ouvertures, dont l'une supérieure *L*, correspond à la trémie d'alimentation pour la matière à traiter. L'autre *M*, fermée par une vanne, permet au besoin de pénétrer dans le tambour.

La paroi antérieure est pourvue d'un dégorgeoir *I*, pour les matières étrangères au charbon.

La poulie *Q* commande le brisoir, et la poulie *Q* commande le tambour rotatif *RR*.

*Marche de l'appareil.* — Après avoir mis le brisoir en rotation, le charbon est introduit régulièrement par la trémie d'alimentation. Les lances du brisoir par leur succession rapide, projettent violemment les matières vers la périphérie du tambour cannelé d'abord, puis vers celle du tambour perforé.

Le vent, développé par la rotation rapide des lames, force les matières pulvérisées à s'échapper par les trous du tambour en fonte et du tambour en tôle. Elles seront recueillies par le réservoir en tôle.

Les schistes, moins friables que la plupart des charbons, sont brisés en paillettes ou en morceaux plus volumineux que les morceaux de charbon. Ajoutons, toutefois, que ce dernier n'est ni broyé, ni pulvérisé; mais il est brisé en tout petits morceaux, circonstance avantageuse pour la fabrication du coke.

Les matières les plus dures et les moins réduites sont chassées par les hélices ou lames jusque dans le trommel *R*, qui les crible jusqu'à ce que les matières étrangères soient débarrassées des matières charbonneuses qu'elles pouvaient encore contenir.

Il ne faut pas que les matières soient projetées directement par les lames jusque dans le dégorgeoir, car elles emportent encore avec elles des matières charbonneuses qui n'ont pas traversé le crible. Le fond *V*, en hélice, les arrête et les force à subir l'action du trommel *R*, pendant quelques révolutions au moins. La coupure de l'hélice amène alors au dégorgeoir, les pierres débarrassées des dernières parcelles charbonneuses, tombées par le tamisage dans le réservoir à produits finis.

Dans les nouveaux appareils, on fixe ce faux fond non plus à l'extrémité antérieure du trommel *R*, mais bien à l'autre bout ; de façon que les matières qu'il arrête sont soumises à toute la surface tamisante du tambour et non à une faible partie, comme dans le type primitif. De cette façon, elles restent plus longtemps dans le trommel *R*, et le nettoyage est mieux fait.

C'est le dégagement immédiat par la pression du vent, des matières pulvérisées, qui porte le rendement à un fort chiffre. A un appareil présentant 3 mètres de longueur, $1^m,50$ de diamètre, et dont le brisoir tourne à 250 tours par minute, on peut assigner un rendement de 30 à 35 tonnes à l'heure.

*Résultats.* — Avec un tel appareil et un charbon à 15 p. °/₀ de cendres, on peut tirer 7 p. °/₀ de cendres avec une perte faible en charbon.

*Lavage des charbons.* — Par la voie humide, on épure les charbons qui ont traversé les cribles à trous de $0^m,060$ de diamètre. En Allemagne, on porte cette dernière dimension jusque $0^m,080$, mais en Belgique, mieux inspiré croyons-nous, on ne la dépasse guère. On descend même jusqu'à $0^m,040$ dans quelques installations ; on pense, avec raison, que les catégories de dimensions plus grandes peuvent être épurées avantageusement sur des toiles de transport.

Les études de M. de Rittinger sur le mouvement des grenailles dans l'eau, ont montré qu'un calibrage soigné est nécessaire pour une bonne épuration par la voie humide. Aussi, dans les installations de lavage faites en Belgique depuis quinze ans, s'est-on appliqué à pousser très loin le classement.

On peut rechercher une échelle de classement, de laquelle se rapproche, à différents degrés, le classement adopté par la plupart des ateliers belges.

Nous avons démontré plus haut, que les diamètres des trous des appareils cribleurs doivent être en progression géométrique de raison $\frac{D - 1}{\delta - 1}$, $D$ et $\delta$ étant les densités du schiste et du charbon. La densité $D$ d'un schiste pur, peu charbonneux, est de 2.3 à 2.4 ; mais par son mélange avec le charbon, il prend des densités notablement plus petites. Il est des schistes charbonneux très légers, dont la densité descend en dessous de 2, et l'on peut dire que la densité moyenne des schistes houillers ne dépasse pas 2.2. D'autre part, les charbons sont plus ou moins denses, suivant la quantité d'éléments gazeux qu'ils renferment, et suivant leur mélange avec les pierres. Les charbons barrés par exemple, qui donneront 25 p. °/₀ de cendres, auront une densité bien supérieure à 1.4 ; si donc nous en tenons compte dans l'appréciation d'une densité moyenne à fixer pour les charbons, nous pourrons fixer cette dernière à 1.5. La raison de la progression géométrique de notre échelle-type de classement, sera $\frac{2.2 - 1}{1.5 - 1} = \frac{1.2}{0.5} = 2.4$. Si l'on prenait 2 pour la densité moyenne des schistes, l'on arriverait au chiffre 2, représentant la raison de la progression appliquée à l'échelle de classement des principaux ateliers belges. Cette raison nous donne l'échelle 0-5-10-20-40-80.

Mettons en regard les échelles suivantes :

a. *Atelier des charbonnages de Marcinelle-Nord.* — L'échelle adoptée est : 0, 10, 15, 22, 40, 60 millimètres. Le poussier de 0 à 10 millimètres, est classé par des spitzkasten suivant l'échelle : 0-3-5-7-10.

b. *Mines de la Concorde, à Jemeppe.* — L'échelle adoptée est : 0, 3, 8, 15, 25, 45 millimètres. Les

poussiers de 0 à 8 millimètres, sont classés au moyen de spitzkasten.

c. *Mines de l'Ouest de Mons, à Dour.* — L'échelle adoptée est : 0, 8, 15, 25. 40, 80 millimètres. Le poussier de 0-8 est classé en quatre grosseurs, par des caisses pointues ou spitzkasten.

d. *Mines de la Grande Machine à feu de Dour.* — L'échelle adoptée est : 0, 2, 4, 6, 8, 20, 45 millimètres.

e. *Mines de Mariemont, à Morlanwelz.* — L'échelle adoptée est : 0, 5, 12, 25 millimètres. La catégorie 0 à 5 millimètres est passée aux spitzkasten, qui en font plusieurs classes.

f. *Mines du Levant du Flénu, à Flénu.* — L'échelle adoptée est : 0, 15, 25, 40, 60 millimètres. La classe 0 à 15 millimètres passe également par des spitzkasten.

g. *Mines de Monceau-Fontaine.* — 0, 6, 15, 25, 30, 35 millimètres.

h. *La plupart des ateliers allemands.* — 0, 15, 25, 40, 80 millimètres.

Cette classification est faite soit par des trommels à enveloppe simple ou double, soit par des tables à secousses.

Pour opérer dans de bonnes conditions, ce classement doit être fait par de grandes surfaces tamisantes; aussi l'on est obligé de donner au trommel simple de très fortes dimensions. Comme exemple, nous citerons le trommel de l'atelier de lavage du puits n° 4 des charbonnages de Monceau-Fontaine, qui, de forme cylindrique et à axe incliné, a 12 mètres de longueur et $1^{m},40$ de diamètre. A la vitesse de 5 à 6 tours par minute, il peut débiter 250 tonnes de houille menue, en 10 heures de travail, faisant les classes correspondantes à l'échelle citée plus haut : 0, 6, 15, 25, 30, 35 millimètres.

Il y a trois moyens de tourner la difficulté, à savoir :

1° *Trommel double.* — On donne au trommel une double enveloppe. Ce procédé est employé dans beaucoup d'ateliers allemands, par la firme Schüchtermann-Kremer, et dans les nouveaux ateliers français par la firme Lührig-Coppée.

En Allemagne, pour le traitement de 35 à 40 tonnes à l'heure, on donne au trommel 5 à 6 mètres de longueur et $1^{m},50$ de diamètre. Il est à double enveloppe, sur la moitié de la longueur. Les surfaces tamisantes sont formées de tôles en fer perforées de trous ronds, et dont l'épaisseur est de 4 à 6 millimètres, suivant leur diamètre.

Le charbon, déversé continuellement dans le trommel par une chaîne à godets pleins, est tamisé sur $2^{m},50$ à 3 mètres de longueur par une tôle perforée de trous de $0^{m},025$, puis sur la même longueur, par une tôle perforée de trous de $0^{m},045$. Ce qui traverse la tôle à trous de $0^{m},025$, tombe dans l'enveloppe perforée de trous de $0^{m},015$. On forme de la sorte, le classement cité plus haut pour la plupart des ateliers allemands : 0, 15, 25, 45, 80 millimètres.

Un trommel des dimensions ci-dessus, tournant à la vitesse de 7 à 9 tours par minute, peut débiter 35 à 40 tonnes à l'heure, d'un charbon donnant 50 à 60 p. °/₀ de poussiers en dessous de $0^{m},015$ de diamètre. Afin de vaincre l'encrassement des tôles perforées dans le cas du traitement de charbons humides, on dispose tout le long d'une génératrice du trommel, un tuyau muni de petits orifices, par où de minces filets d'eau sont projetés sur tous les points de la surface.

2° *Trommels étagés.* — Le charbon arrive dans un premier trommel, qui en fait généralement deux classes : 0 à 10 et 10 à 60 millimètres. La classe 0 à 10 millimètres est dirigée vers les spitzkasten et

de là aux caisses à feldspath ; tandis que la classe 10 à 60 millimètres, arrive dans un second trommel, qui en fait les différentes catégories à traiter par les laveurs à grains.

Ce mode a été employé par la firme Schüchtermann-Kremer aux mines de Marcinelle et Couillet ainsi qu'à la Grande Machine à feu de Dour.

A l'atelier des mines de Marcinelle et Couillet, les produits arrivent dans un trommel conique de $2^m$,60 de longueur, $2^m$,40 et $1^m$,85 de diamètre aux bases, marchant à la vitesse de neuf tours par minute, et muni de tôles perforées ayant des trous de 10 millimètres de diamètre. Le second trommel, de forme cylindrique, de $5^m$,10 de longueur, et dont l'axe est incliné de 44 millimètres par mètre, fait la classification 10, 15, 22 et 40 millimètres. Il marche à la vitesse de quatorze tours à la minute.

Aux mines de la Grande Machine à feu de Dour, le premier trommel de forme conique a $3^m$,25 de longueur et des tôles perforées de trous de 6 millimètres de diamètre. Le second trommel est de forme cylindrique et il est légèrement incliné. Il a $4^m$,15 de longueur totale et $1^m$,20 de diamètre ; marchant à dix-huit tours par minute, il fait le classement 6, 20, 45 et 75 millimètres.

3° *Tôles à secousses.* — Les charbons sont tamisés par des cribles à secousses, du système déjà décrit dans la première partie de ce mémoire. Ce moyen, à notre sens, est le plus pratique, tant sous le rapport de la puissance de classement que sous le rapport de l'espace occupé. Pour une classification 0, 5, 12 et 25 millimètres, un espace de 8 mètres carrés de surface suffit. On compose ordinairement le crible de trois tôles superposées, longues de $2^m$,50 à 3 mètres et larges de $1^m$,50, mises sur un seul cadre ou sur des cadres différents.

Il est préférable de les mettre sur des cadres différents; on peut ainsi leur donner des vitesses proportionnelles avec les dimensions des produits à classer. Plus les charbons sont fins, plus il faut augmenter le nombre de secousses par minute. Inclinées de 10 degrés sur l'horizon, les tôles à secousses pourront, aux vitesses et aux amplitudes suivantes, cribler 35 à 40 tonnes à l'heure.

| | Tôle à 5 mill. | Tôle à 12 mill. | Tôle à 25 mill. |
|---|---|---|---|
| Nombre de secousses latérales . . . . . | 160 à 180 | 120 | 100 |
| Amplitude des secousses. | 0m,008 à 0m,010 | 0m,010 à 0m,012 | 0m,012 à 0m,015 |

Ce moyen a été employé aux ateliers des mines de Mariemont et de Bascoup. Pour prévenir l'encrassement de la tôle perforée à trous de 5 millimètres, un homme promène continuellement un balai sur la tôle; de la sorte on peut classer à sec.

Ces cribles « trommels et tôles à secousses » sont toujours placés à l'étage supérieur du bâtiment; comme cela le transport des produits classés vers les différents points de l'atelier se fait par la pesanteur. Ce transport, qui se fait par des conduites en bois garnies intérieurement de tôles de fer ou de zinc, est facilité par l'eau que l'on y admet au sortir des cribles.

Pour élever à l'étage les matières à classer, on se sert de norias à godets pleins. Il est à recommander de donner à ces derniers les plus grandes dimensions possibles, et de faire marcher la noria très lentement. On diminue ainsi l'usure des divers éléments de la chaîne, et l'on évite les ruptures inévitables lors d'une marche trop rapide. D'expériences faites en Allemagne par la firme Schüchtermann-Kremer, cette usure est en proportion directe du carré de la vitesse.

### Laveurs ou caisses a grains.

*Leur origine.* — Le laveur à secousses, employé il y a très longtemps dans les mines du Hartz, consistait en une tôle perforée mise sur un cadre, que l'ouvrier plongeait et retirait d'un vase rempli d'eau. Il répétait cette manœuvre un certain nombre de fois, jusqu'à parfaite séparation des minerais de diverses densités. Cet appareil ne traitant que de petites quantités de matières, ne pouvait être et n'était appliqué qu'à la séparation de produits d'une valeur assez élevée, pour compenser la main-d'œuvre. Pour appliquer ce système à la séparation du charbon et des impuretés associées, on devait rendre l'appareil plus puissant. On put le faire, dès le moment où l'on eut l'idée de déplacer l'eau au lieu du crible. C'est ce que l'on faisait en l'année 1846, dans les charbonnages du bassin de Mons (1). L'appareil était formé d'une caisse en bois de $1^m,50$ de longueur sur $1^m,20$ de largeur, contiguë à une seconde caisse ; cette dernière contenait un piston de $1^m,20$ de largeur et $0^m,40$ de longueur. Dans la première caisse et à $0^m,50$ du bord supérieur, était posée une grille en fil de fer, à mailles de $0^m,002$ à $0^m,004$ ; à $0^m,12$ au dessus de celle-ci, s'en trouvait une seconde, dont les barreaux étaient espacés de $0^m,10$.

La charge non calibrée étant versée dans la caisse, deux ouvriers attaquaient la brimbale, soulevaient, puis laissaient retomber le piston pendant qu'un troisième remuait les matières déposées sur le tamis. Après une vingtaine de coups de piston, l'opération était finie et les ouvriers raclaient à la pelle la partie des produits surmontant la seconde grille. L'effet de

(1) *Bulletin minéral*, Année 1857.

cette dernière était de faciliter l'enlèvement du charbon lavé. Au bout de quelques opérations, les schistes étaient accumulés entre les deux grilles; on les retirait en soulevant le tamis inférieur.

Ce mode de travail donnait lieu à beaucoup de déchets, par suite du passage des poussiers au travers du tamis. Formant des limons dont on ne savait que faire, ce système donnait lieu à beaucoup d'ennuis. On en vint à calibrer les produits et à laver les poussiers dans des appareils analogues aux labyrinthes des ateliers de préparation mécanique de minérais.

Vers 1849 pénétra en Belgique l'épurateur continu du système Bérard, qui fonctionnait en France depuis plusieurs années. Depuis lors, il n'a guère été modifié.

*Théorie du bac à grenailles.* — Une grenaille de densité $\delta$, abandonnée à la pesanteur dans de l'eau au repos, prend une vitesse croissante jusqu'à ce qu'elle atteigne une vitesse maxima que l'on suppose uniforme et qui est exprimée par la formule $C\sqrt{D(\delta - 1)}$.

Au moment où la grenaille est abandonnée à la pesanteur, la résistance qu'oppose l'eau à son mouvement est nulle, et elle est sollicitée par deux forces : son poids et la poussée de l'eau représentée par le produit de son volume et de la densité du liquide. Si donc (1), $V$ est le volume du grain, la force résultante sera $V\delta - V = V(\delta - 1)$. La masse $m$ du grain étant égale à $\frac{V\delta}{g}$, l'accélération du mouvement sera exprimée par

$$\frac{V(\delta - 1)}{\frac{V\delta}{g}} = \frac{\delta - 1}{\delta} g.$$

Comme le démontre cette formule, le mouvement

(1) Tome VIII, année 1879, du *Bulletin de l'industrie minérale de Saint Etienne.*

uniformément accéléré est indépendant des dimensions de la grenaille. Si ce mouvement continuait, les grenailles de même densité, quelles que soient leurs dimensions, arriveraient également vite sur le tamis du laveur ; mais la vitesse prise par la grenaille donnant lieu à une résistance de l'eau, augmentant avec le carré de cette vitesse, il arrive qu'au bout d'un temps très court l'accélération est détruite et le mouvement devient uniforme. C'est en ce moment que la vitesse est maxima et qu'elle est exprimée par $V = C\sqrt{D(\delta - 1)}$, $D$ étant le diamètre des trous du crible qui a tamisé la grenaille.

De cette considération, M. Vicaire déduisait qu'en soumettant les produits déposés sur le tamis à une série de faibles chutes, on peut sans classement préalable, arriver à séparer le charbon et ses impuretés, uniquement par ordre de densités absolues, et d'autant mieux que la hauteur de ces chutes est plus petite.

Admettant le mouvement accéléré dans les premiers moments de la chute, M. Marsaut, — dans l'article cité plus haut, — a attaqué cette interprétation de la formule $\frac{\delta - 1}{\delta} g$ qui est l'expression de l'accélération dans cette première période. Cette dernière est très courte, et en pratique elle est difficile à réaliser, car elle exige que le corps parte du repos absolu, circonstance qui ne se présente pas. En effet, le corps soulevé par l'eau possède toujours une vitesse relative de chute par rapport à la vitesse ascendante de l'eau, et bien que soulevé par cette dernière, il se meut en sens contraire avec une vitesse relative qui croît jusqu'à la vitesse limite $C\sqrt{D(\delta - 1)}$. Dans le retour du piston, la grenaille ne partira pas de la vitesse zéro, mais bien de la vitesse relative avec laquelle elle se mouvait à la fin de la course ascendante de l'eau.

Admettant même avec l'hypothèse de la période initiale de chute ses effets tels que le comprend M. Vicaire, M. Marsaut prétend qu'il faut compter avec la hauteur de chute. Effectivement, si l'on considère des produits passés à la maille ronde de $0^m,020$, on aura des grenailles dont la vitesse limite est de $0^m,378$ pour le schiste et de $0^m,189$ pour le charbon. Or, pour que les grenailles soient soulevées lors du pistonnage, la vitesse ascendante de l'eau doit être supérieure à ces chiffres, ce qui implique pour l'eau un soulèvement autrement important que pour des laveurs à chutes très faibles. Considérons maintenant deux grenailles de même vitesse limite, l'une de charbon et l'autre de schiste ; cette dernière, plus dense que la première, sera naturellement de plus faibles dimensions. Dans la période initiale de chute, alors que le mouvement est uniformément accéléré et que l'accélération ne dépend que de la densité, la grenaille de schiste prendra une certaine avance sur la grenaille de charbon. Lorsque, au bout d'un temps très petit, le mouvement sera uniforme, les deux grenailles prendront la même vitesse et tomberont également vite sur le tamis; mais par suite de son avance, la grenaille de schiste viendra se placer sous la grenaille de charbon, et il y aura séparation. Un autre grain de schiste, de dimensions un peu moindres que le premier, et ayant, par conséquent, une vitesse-limite plus faible, tombera plus vite que le grain de charbon dans la première période de chute, mais moins vite dans la période du mouvement uniforme. Il pourra y avoir compensation entre l'avance qu'il a prise lors de la première période et le retard éprouvé lors de la seconde, et il tombera sur le tamis en même temps que le grain de charbon. Il y aura donc confusion dans le classement.

C'est par ces considérations, que M. Marsaut

explique l'insuccès du laveur Bérard, appliqué au lavage des charbons des mines de Bessèges. Ce crible, muni d'un piston présentant une surface égale au sixième de celle du tamis, et recevant 110 pulsations de $0^m,02$ d'amplitude par seconde, ne donnait qu'une épuration imparfaite. Cet appareil marchait cependant avec de très faibles chutes.

### Influence de divers éléments sur les résultats donnés par un laveur a grains.

1° *Vitesse ascendante de l'eau.* — L'eau mue par le piston, soulève les grenailles si sa vitesse dépasse leur vitesse-limite. Dès qu'elles sont soulevées, elles se meuvent en sens contraire du mouvement de l'eau lors de la descente du piston, et dans le même sens lors de sa remonte. Si donc l'amplitude de la course est telle que les grenailles puissent atteindre dans leur mouvement relatif, leurs vitesses-limites respectives, et qu'avec cette vitesse elles puissent se mouvoir pendant un certain temps, elles retomberont sur le tamis en se classant par équivalence; autrement dit, les grains de même vitesse-limite atteindront le tamis en même temps, et formeront un lit de matières également tombantes. Il faut donc que la vitesse ascendante de l'eau soit plus grande que la vitesse-limite des grenailles, et qu'elle se continue pendant un certain temps.

2° *Amplitude de la course.* — Certains ingénieurs recommandent de donner au piston une vitesse plus grande que ne le demande la considération précédente, se basant sur ce fait qu'ils croient indéniable : — « Si, au moment où l'eau prend son mouvement ascendant, les matières y sont baignées, le choc de l'eau contre les grenailles est faible, et le soulèvement se fait gra-

duellement. Il se peut alors que pour des matières présentant une certaine cohésion, le soulèvement de la masse se fasse irrégulièrement dans les différents points du tamis, et détruise le classement fait par les coups de piston précédents ». — Aussi recommandent-ils d'agencer tellement les organes du piston, que le niveau de l'eau à la fin du mouvement de retour, soit inférieur au tamis de lavage. De cette manière, au moment où elle rencontre les grenailles, l'eau possède une vitesse assez grande, et le choc n'a pas le temps de se transmettre inégalement aux différents points de la surface du tamis.

On conçoit qu'il ne faut pas aller trop loin dans cette voie, sinon l'effet utile du moteur diminuerait sensiblement, ce supplément de course étant sans effet sur le classement des produits.

La vitesse-limite, avons-nous dit, dépend du diamètre du grain et de sa densité ; aussi pour le traitement des grosses grenailles, il faut augmenter l'amplitude de la course du piston.

Cette amplitude et le nombre de coups de piston par minute, dépendent des sections du tamis et du piston ; plus ce rapport est grand, et plus grande doit être l'amplitude de la course du piston.

3° *Arrivée des matières.* — Le pistonnage tend à niveler sans cesse les matières arrivant dans le laveur. En suspension dans l'eau, les grains se superposent en tranches horizontales ; comme il en arrive continuellement, il faut qu'une portion égale s'en aille par l'ouverture ménagée aux charbons lavés et par celle qui est réservée aux schistes. Si l'action du piston est uniforme, et si la dimension moyenne des grains reste la même, l'évacuation des produits finis se fera dans de bonnes conditions si l'arrivée des matières est continue et constante.

4° *Retour du piston.* — Pour des grenailles de dimensions moyennes, la vitesse par seconde, pour le mouvement ascendant de l'eau est assez forte, puisqu'elle doit dépasser la vitesse-limite du plus gros grain. Pour des grains de $0^m,040$ de diamètre, cette vitesse-limite, est approximativement de $0^m,56$ pour le schiste, et $0^m,33$ pour le charbon. Or, si dans le mouvement descendant on donnait à l'eau cette même vitesse, les grenailles qui tombent avec une vitesse égale à cette dernière plus leur vitesse propre de chute dans l'eau au repos, viendraient choquer fortement le tamis de lavage.

Il faut donc réaliser pour l'eau un mouvement de descente plus lent que celui de remonte. Pour cela on se sert de la coulisse différentielle Fairbairn (fig. 10, pl. XVIII). La tige du piston est reliée à un coulisseau qui se meut dans la coulisse motrice. La longueur relative des deux arcs déterminés par les tangentes *ab* et *ab'*, fixe le rapport des courses ascendante et descendante. Cette différence de longueur dépend de la distance *ab*; souvent cette dernière est telle, que les deux arcs sont entre eux comme 1 est à 2. Dès lors, le piston descend deux fois plus vite qu'il ne monte ; et pour un même nombre de révolutions de l'arbre moteur, l'effet utile du laveur est augmenté.

*Effets de la succion.* — Les matières atteignent le tamis de lavage, bien avant que le mouvement descendant de l'eau ait cessé. Son effet d'entraînement subsistant toujours, il s'ensuit que les matières ténues les plus rapprochées du tamis, seront entraînées et iront se déposer au fond du laveur. Ce phénomène, que M. Marsaut a interprété sous le nom de *succion*, porte plus son effet sur les poussiers schisteux que sur les poussiers charbonneux, par suite de leur plus forte densité. Cet effet, on le conçoit, vient en aide lors de l'épuration d'un charbon à poussiers impurs. Mais,

dans le cas de charbons friables — les frottements et les chocs répétés inséparables du lavage, étant une grande cause de production de poussiers, — il donne lieu à beaucoup de déchets dans les produits rejetés ; car se produisant sur les poussiers schisteux les plus rapprochés du tamis, il porte aussi son action sur les fins charbons en les faisant passer dans les schlamms.

On a proposé différents moyens pour combattre cet effet.

1° Entre deux tamis, l'on interpose une couche de schistes ou de graviers ; de cette façon l'aspiration qui se produit lors du retour du piston, subit trop de résistance pour atteindre la couche de charbon. Ce moyen est employé dans le laveur Bérard.

2° Le piston est creux, et il est muni de clapets s'ouvrant lors de sa remonte, et se fermant dans l'autre course. C'est alors la loi de l'équilibre d'un liquide dans deux vases communiquants, qui fait redescendre l'eau dans le compartiment du tamis.

Ce moyen, qui ne permettait qu'un petit nombre de secousses par minute, a été abandonné.

3° Dans certains laveurs, les laveurs Meynier par exemple, on annule la succion par l'emploi de clapets de retenue. Interposés entre le compartiment du piston et celui du tamis, ils laissent passer l'eau foulée, puis se ferment lors du retour du piston. D'autres clapets, de mouvement contraire aux précédents, mettent le compartiment du piston en communication avec un réservoir d'eau, de façon que dans sa course ascendante, le piston aspire un certain volume d'eau, puis le refoule dans l'autre course vers le tamis de lavage. A chaque tour de la manivelle motrice, il sort du laveur un volume d'eau égal au volume engendré par le piston dans une de ses courses.

4° Dans d'autres appareils, — tels que les laveurs

Lührig-Coppée et Schüchtermann-Kremer, — on alimente d'eau pure, le compartiment du tamis. Un tuyau communiquant avec une pompe centrifuge, vient déboucher sous le piston. Lors de l'ascension de ce dernier, l'eau foulée par la pompe centrifuge comble le vide produit, et annule la succion.

*Laveur Bérard.* — Tel qu'on le construit dans le bassin de Liége, pour laver 4 tonnes de produits en une heure de travail, le laveur Bérard, a les dimensions de la figure 11.

Il se compose d'une caisse en tôle de $2^m,50$ de longueur, $1^m,25$ de largeur et $2^m,10$ de hauteur, divisée en deux compartiments sur la longueur. L'un des deux réservoirs, celui dans lequel se meut le piston, a $0^m,75$ de long sur $1^m,25$ de large; l'autre, réservé pour le tamis, a $1^m,60$ de longueur et la même largeur.

Le rapport des sections horizontales du tamis et du piston, est égal à 2, approximativement.

Un cadre en fonte, à mailles de $0^m,08$ de côté, est fixé à $0^m,90$ de profondeur. Il soutient un tamis en cuivre, — métal moins attaquable que le fer, par les eaux corrosives, — perforé de trous de 1/4 à 1,1/2 millimètre de diamètre, suivant le degré de friabilité du charbon. Il y a une tendance vers l'emploi de tamis à trous de $0^m,002$, qui permettent de donner une épaisseur suffisante pour résister aux chocs continuels des grenailles, ainsi qu'aux oscillations multiples occasionnées par les courants d'eau ascendants et descendants.

On observe que ces tamis se détruisent toujours vers la périphérie des mailles carrées du cadre de support; c'est que les trépidations qu'on leur imprime, les obligent à prendre la forme de la maille.

On a cherché, dans l'emploi de deux tamis superposés, un remède à cette détérioration rapide. On donne au tamis inférieur des trous de $0^m,004$ à $0^m,006$ de

diamètre, ce qui permet de donner une épaisseur suffisante. On préfère cependant l'emploi d'un seul tamis, quand on lui donne des trous de $0^{m},002$ de diamètre.

La paroi formant le compartiment du piston, descend à $1^{m},65$ sous le bord supérieur de la caisse et à $0^{m},70$ environ sous la table de lavage, afin que l'action du pistonnage se fasse sentir également sur tous les points du tamis. Cette action est encore régularisée par l'inclinaison d'une partie du fond de la caisse, vers le tamis de lavage.

Une cloison *MN* munie d'une vanne *V*, descend à $0^{m},70$ sous le bord supérieur de la caisse, et sert de paroi au compartiment de lavage. La vanne peut être relevée ou descendue dans cette paroi, et permet d'agrandir ou de rétrécir l'orifice ménagé par la sortie des pierres.

A $0^{m},15$ de cette paroi, une seconde *M'N'*, part du tamis et monte jusqu'à $0^{m},25$ de ce dernier. Elle est munie d'une contre-vanne *V'*, pouvant être relevée ou abaissée, pour augmenter ou diminuer la hauteur de la colonne de pierres contenues entre les deux vannes.

Une troisième cloison *PQ*, partant du tamis et s'arrêtant à $0^{m},35$ du bord supérieur de la caisse, sert de paroi de séparation entre le compartiment de lavage et un réservoir *X* pour les charbons lavés. Elle est munie d'une vanne de réglage *V''*, pour la sortie des charbons lavés.

*Fonctionnement de l'appareil.* — Le tamis étant préalablement recouvert d'une couche de schistes de $0^{m},15$ à $0^{m},20$ d'épaisseur, on fait arriver l'eau dans le laveur. On embraye le piston, puis on admet les charbons, en ayant soin de fermer, pendant les premiers instants, l'orifice de sortie des pierres au moyen de la vanne *V*. Sans cela, le pistonnage évacuant la couche artificielle de schistes, et, d'autre part, les pierres

amenées avec le charbon n'étant pas en quantité suffisante pour la remplacer, le charbon s'en irait avec les pierres par dessous la vanne. Peu d'instants après, on relève la vanne de façon à offrir un passage suffisant aux plus grosses pierres.

L'action du piston fait passer les impuretés sous la vanne *V* et les accumule entre cette dernière et la contre-vanne *V'*; de plus, elle porte, à la partie supérieure de la charge, les grenailles de charbon pur et elle nivelle constamment les différentes couches de produits. Les matières arrivant continuellement, les grenailles suffisamment épurées se déversent par dessus la vanne *V''* et arrivent dans le réservoir *X* où une chaîne à rasettes vient les prendre pour les porter aux trémies de chargement.

Le compartiment du tamis et celui qui est ménagé entre les vannes *V* et *V'*, communiquent par l'orifice de sortie des schistes ; dès lors, ils constituent deux vases communiquants, et leur contenu, en suspension continuelle dans l'eau, obéit à la loi hydrostatique connue. Il y a donc équilibre statique, entre la colonne de morceaux de schiste et de charbon, du compartiment de lavage, et la colonne de morceaux de schiste pur de l'autre compartiment. De nouvelles matières arrivant dans le premier compartiment, la hauteur de la colonne de produits mixtes augmente et une certaine partie des schistes purs doit franchir la contre-vanne *V'*. Ils sont repris par une chaîne à rasettes, analogue à celle qui expulse de l'appareil les charbons lavés.

Plus la contre-vanne *V'* sera relevée, plus la colonne des schistes purs sera haute, et moins il passera de pierres. Si elle est relevée trop haut, la différence de poids entre les deux colonnes est faible et des schistes passent avec les charbons lavés ; réciproquement, si elle est trop abaissée, les schistes sont très vite éva-

cués et les charbons barrés à tous les degrés, sinon les charbons purs sortent par la même voie.

On peut rechercher, comme suit (1), la hauteur à donner à la colonne des schistes purs pour une évacuation raisonnée des matières inutiles. La table de lavage doit être recouverte d'une couche de schistes purs, telle que son épaisseur atténue suffisamment les effets de la succion dans le pistonnage en retour. Si nous fixons à $0^m,15$ cette épaisseur, la couche des matières dans le compartiment de lavage aura, au minimum, $0^m,15 + 0^m,45 = 0^m,60$ d'épaisseur—pour le laveur représenté dans la figure 11.

La densité du schiste dans l'eau est $2.3 - 1 = 1.3$, tandis que celle du mélange de schiste et de charbon du compartiment de lavage peut être fixée à $1.5 - 1 = 0.5$. Puisqu'il y a équilibre entre le prisme de base égale à l'orifice de sortie des pierres, formé des schistes contenus dans le compartiment de la contre-vanne, et le prisme de même base, formé des matières de l'autre compartiment ; nous pouvons écrire l'équation :

$$(1.3 \times 0^m,15) + (0.5 \times 0^m,45) = (1.3 \times x),$$

$x$ étant la hauteur de la colonne des schistes purs.

On en tire la valeur de $x$, soit $x = 0^m,32$, ou la distance entre le bord supérieur de la contre-vanne $V'$ et le tamis de lavage. Cette hauteur théorique (abstraction faite des frottements des matières entre elles et des frottements contre les parois de l'orifice de sortie des pierres) est approximativement égale à la moitié de l'épaisseur des matières à épurer contenues dans le compartiment de lavage.

En pratique, les vannes $V'$ et $V''$ sont rarement manœuvrées. L'ingénieur calcule le nombre et la grandeur des secousses pour les grenailles données,

(1) *Bulletin de l'Industrie minérale ;* année 1850. — « Lavoir Berard ».

puis calcule les poulies de transmission. Ce calcul fait, l'on ne peut plus guère changer le nombre de secousses, mais l'on agit sur leur amplitude au moyen de la coulisse différentielle, ou plus généralement sur la vanne *V*, à cause de la simplicité de la manœuvre. Dans cette manœuvre, l'ouvrier se laisse guider par l'observation des prises d'essai, qu'il fait de temps en temps aux deux chaînes à rasettes, et par la quantité de charbon arrivant dans l'appareil.

Le tamis est incliné de 3 ou 4 degrés vers l'orifice de sortie des schistes, afin de favoriser l'écoulement dans cette direction.

*Piston.* — Le piston est fait en hêtre, bois qui résiste bien dans l'eau. On le compose de deux ou trois planches de $0^{m},060$ d'épaisseur, et dans la gaîne où il oscille — garnie de planches de même bois, — on lui donne un jeu de $0^{m},007$ à $0^{m},010$. Par l'usure du bois, il repasse de l'eau entre le piston et sa gaîne, lors des courses ascendante et descendante; aussi, au bout de quelque temps de marche et progressivement, doit-on augmenter l'amplitude de la course.

*Schlamms.* — Les poussiers schisteux et charbonneux qui traversent le tamis, se réunissent au fond de la caisse. Si on les y laissait séjourner trop longtemps, ils rendraient l'eau boueuse et contrarieraient la marche de l'appareil; aussi, dans le fond de la caisse, on dispose une vanne que l'ouvrier ouvre au bout d'une ou deux heures, suivant l'état de conservation du tamis. Cette opération faite, il ouvre le robinet d'admission d'eau, afin de compenser les pertes.

La quantité de schlamms formés par l'appareil, n'est pas grande à cause de la forte épaisseur de la couche de schistes reposant sur le tamis. Cette couche ne laisse passer que les poussiers schisteux; aussi les schlamms formés par ce laveur sont tous impropres à un emploi ultérieur.

*Eléments de marche.* — Pour le laveur que nous avons décrit, on donne soixante-dix à trente-cinq courses d'une amplitude de $0^m,08$ à $0^m,25$, suivant la grosseur des grenailles.

Avec de tels éléments de fonctionnement, et un charbon à 12 ou 15 p. °/₀ de cendres, on lave 3.5 à 4 tonnes de charbon à l'heure, en le ramenant à 6 ou 7 p. °/₀ de cendres. Quand, stimulé par les primes que donnent certains grands consommateurs de charbons lavés, on veut trop diminuer la teneur en cendres, les pertes occasionnées par cette marche forcée, ne sont pas compensées par un prix de vente peu supérieur.

Un exemple pris dans un atelier du pays, lavant des charbons sales, montre le degré d'épuration auquel on peut parvenir par l'emploi de ce laveur.

1° Les gailletins de $0^m,045$ à $0^m,025$, dosant 22 à 25 p. °/₀ de cendres, sont lavés jusqu'à 5 p. °/₀ de teneur. Les pierres rejetées sont presque pures.

2° Les grains de $0^m,025$ à $0^m,012$, dosant 26 p. °/₀ de cendres, sont ramenés à 6 p. °/₀ de cendres. Les pierres rejetées accusent 2 p. °/₀ de charbon.

3° Les fins de $0^m,012$ à $0^m,006$, dosant 21 p. °/₀ de cendres, sont ramenés à 7 p. °/₀ de cendres. Les pierres rejetées, accusent 4 p. °/₀ de charbon.

*Marche de l'appareil.* — Dans le traitement de charbons à poussiers purs — comme c'est le cas, presque général, pour les charbons friables, — le laveur Bérard réussit bien. La quantité d'eau employée est très faible, et l'on se passe de bassins de dépôt, complément nécessaire de l'emploi des laveurs à eau courante.

Dans le cas de charbons durs, renfermant ces schistes argileux qui se délaient dans l'eau, ce laveur convient moins bien. Effectivement, les poussiers formés dans

l'opération, sont schisteux, et si une certaine portion passe dans les schlamms, une fraction tout aussi grande, augmentée des particules argileuses mises en suspension dans l'eau, est entraînée vers le réservoir des charbons lavés. Dans ce cas, nous croyons qu'il est préférable d'adopter le mode d'évacuation des produits par courant d'eau, ainsi qu'il sera exposé plus loin ; il vaut mieux d'envoyer aux bassins de dépôt, un produit impropre à tout usage, que de lui laisser souiller des produits épurés.

De l'emploi de chaînes à rasettes pour l'évacuation des produits, résulte un inconvénient. Il s'accumule toujours du charbon au fond des réservoirs à schistes et à charbons lavés. Au bout d'un certain temps, ce dépôt durcit et se forme en croûte, surtout quand le laveur a cessé de marcher pendant un jour ou plus. Quand l'appareil se remet en marche, la chaîne peut vaincre la résistance ; mais elle peut aussi s'ancrer à l'une de ces croûtes et cesser de fonctionner pendant quelques minutes. Ce temps a suffi au laveur pour remplir de matières une partie du réservoir, et pour recouvrir quelques palettes de la chaîne à rasettes. Dès lors, la chaîne est coincée et doit s'arrêter ; ce qui nécessite le curage du réservoir, travail toujours long.

Cet ancrage peut encore se faire par suite d'une trop forte abondance des produits à laver.

*Laveur à grenailles, Lührig-Coppée.* — Les surfaces du tamis et du piston sont égales ; elles ont $1^{m},35$ de longueur sur $0^{m},90$ de largeur — voir figure 12, qui représente le type généralement adopté dans les ateliers belges. — Le laveur présente deux fonds inclinés en sens contraire, de façon à régulariser l'action du pistonnage. A l'arrière de la caisse et du côté du piston, un courant d'eau est foulé continuellement

par la pompe centrifuge ; un robinet mis à portée de la main de l'ouvrier, sert à régler son admission.

Le tamis est légèrement incliné vers le compartiment du piston, afin que l'action de soulèvement, plus violente à proximité de ce dernier qu'en d'autres points, s'annonce sur une couche plus épaisse de matières. Il est en tôle de fer perforée de trous ronds de $0^m$,003 à $0^m$,004, et il est placé à $0^m$,50 du bord supérieur de la caisse.

Pour lui permettre de résister plus longtemps aux oscillations continuelles de l'eau et au poids des matières, on le repose quelquefois sur un tamis à mailles de $0^m$,008 à $0^m$,009 de diamètre et de plus forte épaisseur.

*Piston.* — Il est formé de deux planches épaisses de $0^m$,070, et distantes de $0^m$,280, centre à centre ; elles sont reliées par des blochets en bois.

Il est actionné par une coulisse Fairbairn.

*Fonctionnement.* — Les matières arrivant sur le tamis, à proximité du piston, sont soumises à l'action combinée de ce dernier et du courant d'eau, foulé à l'arrière de la caisse. Les matières les plus denses, qui forment les lits inférieurs, sont évacuées par l'orifice rectangulaire *O*, pratiqué dans une paroi latérale de la caisse. Les matières charbonneuses, qui restent à la partie supérieure, sont évacuées par le courant d'eau et amenées sur un crible de décantation. Ce crible, en tôle de fer, est perforé de trous de $0^m$,008 à $0^m$,010 de diamètre, et il a $2^m$,50 à 3 mètres de longueur sur $0^m$,65 à $0^m$,95 de largeur, suivant la quantité de charbon à égoutter. Incliné à 30 degrés, on lui donne 60 à 80 courses de $0^m$,025 d'amplitude, suivant le diamètre des grains lavés.

Les schistes traversant l'ouverture *O*, tombent dans un réservoir, ils en sont retirés par une roue à godets *V*.

*Eléments de marche.* — Les laveurs Lührig, pour le traitement des différentes grosseurs de grenailles, ont des dimensions uniformes ; seulement on modifie la vitesse et l'amplitude des oscillations du piston. Avec le diamètre de la grenaille, l'amplitude de la course augmente et le nombre de courses par minute diminue.

La marche habituelle est réglée comme suit :

*a.* Pour des poussiers de $0^m,005$ à $0^m,010$, l'on donne au piston 110 pulsations de $0^m,035$ à $0^m,050$.

*b.* Pour des grains de $0^m,010$ à $0^m,025$, l'on donne 80 secousses de $0^m,050$ à $0^m,060$.

*c.* Pour des grains de $0^m,025$ à $0^m,045$, l'on donne 70 à 60 secousses de $0^m,060$ à $0^m,080$.

*d.* Pour des gailletins de $0^m,045$ à $0^m,080$, l'on donne 60 à 45 secousses de $0^m,080$ à $0^m,150$.

Dans certains ateliers cependant, l'on donne aux différents pistons le même nombre de secousses, et l'on ne change que la grandeur de l'amplitude.

Un ouvrier peut suffire pour surveiller quatre bacs à grenailles traitant chacun 4 à 4.5 tonnes à l'heure, avec une consommation moyenne de 800 litres d'eau par minute. Pour se guider dans la manœuvre des vannes, l'ouvrier examine les produits rejetés par la roue à godets.

Dans les nouvelles installations, M. Coppée combine son laveur à grains, de façon que l'on puisse à volonté retirer les charbons barrés, que l'on emploie alors pour l'alimentation des chaudières. Pour cela, dans la paroi latérale opposée à l'ouverture *O* des schistes, et à $0^m,15$ au dessus du tamis, il ménage une ouverture rectangulaire munie d'une vanne. Les charbons barrés rejetés par cette ouverture, arrivent dans un canal collecteur, commun à tous les laveurs.

Des laveurs du système Lührig-Coppée, pour le

lavage des grenailles, sont installés en Belgique, aux mines de Fontaine-l'Evêque, de l'Ouest de Mons, au puits n° 5 de Bascoup, aux ateliers des Charbonnages de Mariemont, aux fours à coke de Ressaix, etc.

*Laveur Schüchtermann-Kremer.* — Ce laveur, tel qu'il est employé en Belgique, par la firme Schüchtermann-Kremer, diffère du laveur précédent, par les points suivants :

1° La surface du tamis de lavage est environ le double de la surface du piston. Conséquemment, pour provoquer un soulèvement des matières, comparable à celui que l'on obtient avec le laveur Lührig-Coppée ; il est nécessaire de donner au piston des secousses plus fortes. Elles vont jusque $0^m,250$ et plus.

2° La grille est de dimensions plus fortes, tant en largeur qu'en longueur. On lui donne souvent $1^m,80$ de long sur 1 mètre de large.

Nous pensons qu'une telle surface de grille est favorable à un bon lavage. Effectivement, une grande longueur force les matières à être longtemps soumises à l'action du piston, et une grande largeur permet de diminuer l'épaisseur de la couche de matières. Par suite de cette grande surface, il s'ensuit que l'épaisseur de la couche ne varie guère par suite d'une arrivée brusque de matières.

3° La sortie des schistes et des charbons lavés, se fait par le devant du bac et par des orifices superposés, de toute la largeur du tamis. Au moyen de deux vannes on règle la sortie des produits.

Une telle disposition pour l'orifice de sortie des schistes, est préférable à celle qui est adoptée dans le laveur Lührig. En effet, la dimension horizontale de l'orifice étant plus grande, avec une hauteur plus petite de la couche de matières stériles, on laissera passer moins de charbon, avec ces dernières.

4° Les pierres sont entraînées par le courant d'eau, dans une conduite où se meut une hélice. Cette conduite est commune à tous les bacs à grenailles, et elle dirige les pierres vers une fosse, d'où une noria les retire pour les conduire vers le terril. Ce mode d'évacuation des pierres, supprime la roue à godets employée dans l'appareil décrit précédemment.

5° Les charbons lavés viennent non plus sur une toile à secousses, mais dans un trommel égoutteur commun à tous les laveurs. Il est en tôle perforée, et chacune des catégories reconstituées, est dirigée vers une trémie d'égouttage.

La firme Schüchtermann, construit aussi des bacs pour la récupération des charbons barrés. Ils sont composés de deux caisses accolées par le long côté, et communiquant par un déversoir. L'une évacue les schistes et les charbons purs par le moyen ordinaire, l'autre évacue les schistes et les charbons barrés. Le produit mixte ainsi obtenu donne moyennement 20 à 25 p. °/₀ de cendres.

*Résultats.* — De moyennes prises dans les ateliers belges, il résulte que des grenailles de $0^m,010$ à $0^m,060$ et dosant 15 p. °/₀ de cendres, sont épurées jusqu'à une teneur de 6 p. °/₀ à 4.2 p. °/₀ suivant grosseur.

La teneur en cendres des pierres rejetées va de 62 à 75 p. °/₀ et se répartit comme suit :

| Diamètres. | Teneur en cendres. |
|---|---|
| $0^m,010$ à $0^m,015$ | 62 à 65 p. °/₀ |
| $0^m,015$ à $0^m,025$ | 65 à 70 |
| $0^m,025$ à $0^m,040$ | 70 à 75 |
| $0^m,040$ à $0^m,060$ | 70 à 75 |

Des laveurs de ce système sont installés, en Belgique, aux mines de Marcinelle et Couillet, du Levant du Flénu, de la Grande Machine à feu de Dour, etc...

*Caisses d'égouttage.* — Au sortir des laveurs, les différentes grenailles sont dirigées vers des trémies d'égouttage, où elles séjournent 10 à 12 heures, au minimum. Pour certains charbons, les grains perdent vite leur eau ; ils restent ensuite à une teneur invariable ou à peu près. De plus, cette teneur est souvent plus faible au sortir des tables à secousses, qu'après une heure ou deux d'égouttage dans la trémie.

La teneur moyenne en eau à la sortie des laveurs à grains, va de 13 p. °/₀ à 16 p. °/₀. Après un égouttage de 10 à 12 heures, la teneur est réduite de moitié ; par un égouttage plus prolongé, elle ne descend guère en dessous de 5 p. °/₀ à 6 p. °/₀, cette quantité d'eau restant par capillarité.

Les caisses d'égouttage ne doivent pas être trop hautes, sans cela, la chute des grains au sortir des appareils, nuit à la netteté du classement adopté. Si elles doivent avoir un grand volume, il est préférable de les construire sur une grande base ; ainsi l'égouttage peut se faire par plusieurs tamis à la fois.

*Lavage des poussiers.* — Séparés des grenailles par les appareils classeurs, les poussiers (0 à $0^m,012$ de diamètre) sont mis en suspension dans un courant d'eau, formé par la réunion des courants qui proviennent de l'égouttage des grenailles sur les toiles à secousses. Ce courant d'eau les conduit aux appareils de classement, puis aux cribles à feldspath.

*Crible à feldspath.* — Deux firmes, en Belgique, construisent généralement ce crible ; ce sont les firmes Schüchtermann-Kremer et Lührig-Coppée.

Le crible Schüchtermann est formé de deux caisses en bois, identiques, longues de $1^m,25$ et larges d'un mètre, accolées par le côté et divisées en deux compartiments égaux par une cloison de séparation, en bois, qui descend à $0^m,60$ environ du bord supérieur

de chaque caisse. Dans l'un des compartiments de chaque caisse se meut un piston formé de deux planches épaisses de $0^{m},050$ à $0^{m},070$; dans l'autre, et à $0^{m},35$ environ du bord supérieur, se trouve un tamis perforé. Ce dernier est à mailles carrées, de $0^{m},012$ à $0^{m},005$ de côté, suivant le diamètre des poussiers à traiter.

Sur le tamis, repose une couche de grenailles d'une densité peu supérieure à celle du schiste houiller; le feldspath orthose est souvent choisi. Les grenailles ont un diamètre supérieur à la dimension diagonale des trous du tamis; généralement on leur donne les diamètres suivants : $0^{m},020$ à $0^{m},016$ pour le traitement de poussiers de $0^{m},010$ à $0^{m},006$; $0^{m},016$ à $0^{m},010$ pour le traitement des poussiers de $0^{m},006$ à 0.

Le piston de chaque caisse est relié par deux tiges à autant d'excentriques placés sur l'arbre moteur; ces derniers sont construits de façon à permettre un changement dans l'amplitude de la course. A cet effet, deux systèmes sont employés. Dans l'un, l'arbre moteur est carré à l'endroit de l'excentrique, qui lui présente une fenêtre rectangulaire munie de deux vis de pression; ces dernières permettent de mettre le centre du disque à des distances différentes du centre de l'arbre.

Dans le second système, l'arbre moteur porte deux disques excentriques, indépendants l'un de l'autre, et qui peuvent être rendus solidaires par des moyens de calage; suivant les positions relatives des centres de ces disques, le piston aura une course différente.

Les poussiers, mis en suspension dans le courant d'eau, arrivent sur le tamis d'une des caisses pour y subir une première épuration; de là ils passent sur le tamis de la seconde caisse, où ils sont tout à fait épurés.

Ce phénomène d'épuration sur un fond filtrant, est différemment expliqué. Certains ingénieurs pensent que

le pistonnage étant faible, les grains d'orthose ne sont presque pas soulevés, ce que l'on peut constater en plongeant la main dans un laveur. Le déplacement, disent-ils, se fait autour de l'une des dimensions, et ces grains sont autant de clapets emprisonnant et se passant de l'un à l'autre les particules assez denses pour atteindre le lit filtrant. L'effet de ces multiples clapets est d'autant plus fort qu'ils ferment mieux; de là vient qu'après un certain temps d'emploi, les cristaux d'orthose doivent être mis hors d'usage, leurs arêtes s'étant arrondies.

Cette interprétation expliquerait le peu de succès du fond filtrant formé de billes en verre, dans son application au lavage des poussiers d'un diamètre inférieur à $0^m,005$.

Nous croyons que dans le traitement des poussiers de $0^m,005$ à $0^m,010$ de diamètre, le piston, dont la course varie entre $0^m,012$ et $0^m,018$, soulève davantage les grains de feldspath. Recevant l'action de l'eau avant les poussiers, les grains d'orthose se soulèvent les premiers et pénètrent dans les tranches inférieures des matières en suspension; peu après, ces matières, qui ont une vitesse-limite plus faible, sont soulevées plus violemment, et une partie se dégage de la couche d'orthose. Seulement, le retour du piston s'effectuant aussitôt, les cristaux de feldspath se rabattent l'un sur l'autre et englobent une partie de la couche de matières dans laquelle ils avaient pénétré. Plus ces cristaux sont gros, et moindre est l'effet du piston; ils s'élèvent moins haut et la couche de matières dans laquelle ils pénètrent dès les premiers instants de l'action est plus faible mais aussi plus riche en matières stériles. Dans le choix de la dimension de ces cristaux il convient de s'arrêter à une grosseur limite telle que le piston, en les soulevant, ne forme pas de grands vides;

car l'action du piston serait trop violente et les lamelles schisteuses seraient portées à la surface et entraînées avec les poussiers. Il en serait de même si l'épaisseur de la couche de cristaux d'orthose était trop faible.

Dans la pratique, le maître laveur agit fréquemment sur l'épaisseur de cette couche, pour régler la marche de l'appareil; vient-il du charbon dans les impuretés rejetées, il l'augmente en projetant quelques cristaux sur le tamis.

Des idées précédemment émises il s'ensuit que, dans un crible à feldspath, les vibrations données par le piston mettent les matières en suspension, et qu'abstraction faite de la vitesse horizontale que leur imprime le courant d'eau passant continuellement dans la caisse, on peut dire que les poussiers charbonneux et schisteux se comportent comme dans un liquide au repos. Dans leur court passage au laveur, ils se classeront par équivalence ; les poussiers de même vitesse-limite se rangeront à un même niveau dans le courant, ceux qui s'approcheront du fond filtrant seront absorbés, les autres seront emportés par le courant. Cette interprétation du phénomène a son importance dans la discussion des appareils distributeurs que traversent les matières avant d'arriver aux caisses à feldspath.

Quant aux matières emprisonnées par le fond filtrant et soustraites à l'action du courant d'eau horizontal qui passe dans les deux caisses, elles traversent le tamis perforé et sont évacuées par un orifice ménagé dans le fond de l'appareil. Cette évacuation se faisant continuellement, il en résulte une succion favorable à l'épuration.

L'eau qui s'écoule par cette voie doit être remplacée, sans cela le courant horizontal, comblant les vides, diminuerait d'intensité et l'entraînement des matières

le pistonnage étant faible … effet, on fait aboutir presque pas soulevés … des tuyaux qui com- plongeant la mai… …ulante ; un robinet placé disent-ils, se … de régler la quantité d'eau ces grains … réglage est souvent employé par passant d… du charbon passe dans les pierres, pour a… courant d'eau est trop faible pour l'entraî- clap… ouvrant le robinet d'admission.

de … Lührig-Coppée ajoute ordinairement à c… l'appareil une troisième caisse de longueur moindre que les deux autres caisses, de telle sorte que le laveur se compose de trois bacs établis en cascade. Le premier tamis absorbe les schistes purs, le second un mélange de schistes purs et de schistes charbonneux, le troisième un mélange de charbons purs et de charbons barrés. Ce dernier produit est repris pour l'alimentation des chaudières, quand sa teneur en cendres ne dépasse pas 25 p. %. Cette addition donne généralement de bons résultats.

Dans la préparation mécanique des minerais, on a cherché à augmenter la production du crible à fond filtrant en le formant de deux compartiments de lavage placés de part et d'autre du piston. Le compartiment du piston est déterminé par deux cloisons de séparation qui descendent à $0^m,60$ du bord supérieur de la caisse ; les secousses se font donc sentir sur deux tamis de lavage. Cet emploi n'a pas donné de bons résultats, par suite de la difficulté d'alimenter également les deux tamis et d'opposer la même résistance de part et d'autre du piston. Ce moyen, que nous sachions, n'a pas été essayé en Belgique pour l'épuration des poussiers charbonneux.

*Eléments de fonctionnement.* — Le nombre et l'amplitude des secousses varient avec la nature et la grosseur des poussiers. Le tableau ci-dessous donne les moyennes établies par les ateliers visités.

Supposons la classification 0, $0^m,0015$, $0^m,003$, $0^m,005$, $0^m,007$, $0^m,010$; ces cinq catégories seront traitées dans cinq cribles à feldspath. Le nombre et l'amplitude des secousses seront fixés comme suit :

| Catégories. | Nombre de secousses du piston. | Amplitude de la course du piston de la première caisse. | Amplitude de la course du piston de la deuxième caisse. |
|---|---|---|---|
| 0 à $0^m,0015$ | 125 | $0^m,008$ | $0^m,006$ |
| $0^m,0015$ à $0^m,003$ | 125 | $0^m,010$ | $0^m,008$ |
| $0^m,003$ à $0^m,005$ | 110 | $0^m,014$ | $0^m,010$ |
| $0^m,005$ à $0^m,007$ | 110 | $0^m,016$ | $0^m,010$ |
| $0^m,007$ à $0^m,010$ | 110 | $0^m,018$ | $0^m,012$ |

Avec les cribles décrits et les éléments de marche ci-dessus, on peut traiter 3 à 3.5 tonnes à l'heure, réduisant à 5 p. °/o une teneur moyenne en cendres de 15 p. °/o.

*Lit filtrant.* — L'orthose étant une matière coûteuse et la consommation assez forte, surtout par suite de la détérioration des tamis résultant de l'emploi d'eaux corrosives, on a cherché à la remplacer par des grenailles d'autre nature et de densité à peu près égale. Les matières essayées jusqu'à présent sont le quartz, les billes de verre et de calcaire, le schiste houiller, le gravier et le laitier de haut-fourneau.

*Quartz.* — Des essais comparatifs ont été faits aux mines de Trélys (1), en France, entre des lits de quartz et des lits de feldspath. Le quartz employé avait une densité de 2.6. Les essais ont été faits concurremment, sur des charbons identiques et pendant longtemps; les résultats donnés par l'emploi du quartz ont été supérieurs à ceux qui étaient donnés par le feldspath dans les mêmes conditions, ainsi que le montrent les chiffres suivants :

| | | | | |
|---|---|---|---|---|
| Le lit filtrant | de feldspath donnait des poussiers taxés à | | 7 p. °/o | de cendres. |
| Id. | quartz | id. | 6,5 | id. |
| Id. | feldspath donnait des schistes taxés à | | 70 | id. |
| Id. | quartz | id. | 74 | id. |

(1) *Bulletin minéral*, année 1883, tome XII. *Atelier de lavage du Martinet*, par M. Landrivon.

On a remarqué que l'usure des grains de quartz est plus rapide que celle des grains de feldspath.

*Billes de verre ou de marbre.* — Ce lit filtrant est employé aux lavoirs du puits n° 5 des charbonnages de Bascoup, pour les poussiers supérieurs à $0^m,005$ de diamètre. Pour les poussiers d'un diamètre inférieur à cette dimension, les effets du pistonnage se transmettent aisément par les interstices laissés entre les billes et amènent la confusion dans le lavage ; en pratique, pour diminuer cet effet, on y mélange une certaine proportion de cristaux d'orthose.

*Schiste houiller.* — Dans les essais tentés pour cet emploi, les grenailles étaient prises dans les déchets des laveurs à grains, afin d'avoir des morceaux de même grosseur, et formés de schiste pur d'une densité moyenne égale à 2.3. Ce lit filtrant a toujours donné de mauvais résultats.

*Gravier.* — Leur emploi a donné les mêmes résultats que celui des billes en verre ou en marbre.

*Laitier.* — Son emploi n'a jamais amené de bons résultats ; sa densité est trop variable et les grenailles se brisent facilement.

*Appareils de classement.* — Avant d'arriver aux cribles à feldspath, les poussiers passent dans des appareils de classement nommés spitzkasten.

Cet appareil consiste en une succession de caisses en bois dont la section verticale, triangulaire, va en augmentant à mesure que l'on s'éloigne de la première. Dans beaucoup d'ateliers elles conservent une hauteur uniforme de 1 mètre à $1^m,30$, et c'est la largeur qui varie d'après la loi posée ci-dessus. Les différentes caisses sont séparées par une cloison en bois qui s'arrête à une faible distance du niveau de l'eau. Arrivant du côté de la petite section, le courant d'eau perd de sa vitesse en avançant dans l'appareil.

Dès leur entrée dans la première caisse, les poussiers sont soumis à l'action de trois forces, à savoir : l'inertie, la pesanteur, et la succion provenant de l'écoulement qui se fait par un orifice ménagé dans le fond de la caisse. Dans cette caisse, la vitesse du courant d'eau est forte et il ne s'y dépose que les poussiers les plus gros et les plus denses. Les matières soustraites par chaque cloison à l'entraînement du courant d'eau horizontal, s'écoulent par le fond de la caisse, puis se dirigent vers les cribles à feldspath. Il y a autant de ces derniers qu'il y a de compartiments dans l'appareil.

Pour le traitement de 200 tonnes de poussiers, en dix heures de travail, il faut cinq cribles à deux caisses et un spitzkasten à cinq compartiments, ayant 5 mètres au moins de longueur, $1^m,20$ de hauteur et $1^m,50$ pour sa plus grande largeur. Dans certaines installations allemandes, l'on se contente de la succion qui se fait au fond de chaque caisse, et les différents compartiments du spitzkasten ont la même largeur.

Du fonctionnement de l'appareil, tel que nous venons de l'exposer, il résulte que le classement des matières se fait uniquement par équivalence, abstraction faite de la différence de résistance à l'entraînement du courant d'eau, offert par des poussiers de forme arrondie et de forme lamelleuse. Il s'ensuit que chacun des courants partiels envoyés aux cribles à feldspath tiendra en suspension les poussiers charbonneux et les poussiers schisteux de même vitesse-limite ; transportés aux cribles, ces poussiers atteindraient en même temps le lit filtrant, n'était le courant d'eau horizontal traversant les caisses et qui a plus d'action sur les premiers que sur les seconds. Il faut donc que ce courant d'eau modifie le classement par équivalence, de telle façon que les poussiers charbonneux ne puissent

atteindre le lit filtrant, surtout dans les deux premières caisses du crible Lührig. Il en résulte que les spitzkasten ne réalisent pas le vrai classement nécessaire à la bonne marche des cribles et qu'il y a des pertes en charbon pendant l'opération, surtout lorsque les schistes sont légers ; en effet, pour leur faire traverser le lit filtrant, il faut réunir des conditions de marche telles que les poussiers charbonneux sont absorbés avec eux.

La marche de ces appareils est très irrégulière ; si le courant d'eau est trop fort ou trop faible, si l'arrivée des matières varie relativement au courant d'eau, la grosseur des poussiers entraînés dans chaque courant varie et elle n'est plus en rapport avec les éléments de marche du crible correspondant. Dans l'hypothèse d'un courant trop fort, le premier compartiment du spitzkasten n'enlèvera qu'une faible partie des matières, tandis que les compartiments extrêmes en absorberont la plus grande quantité ; ils mettront donc leurs cribles respectifs dans des conditions de fonctionnement défectueuses, différentes en tous cas de celles qui leur étaient assignées. Aussi la manœuvre de cet appareil est-elle très difficile ; elle exige une surveillance continue et une longue expérience. Ajoutons que sa marche est dépendante de la nature des charbons qui arrivent au lavage, et l'on comprendra que c'est par des tâtonnements continuels que l'on arrive à un fonctionnement satisfaisant.

Dans les installations faites en Belgique, la firme Schüchtermann-Kremer a remplacé le « spitzkasten » par le trommel, au moins pour le classement des poussiers dont le diamètre est supérieur à $0^m,004$ ou $0^m,005$ ; elle classe le reste, par un « spitzkasten » à deux ou quatre compartiments, suivant la quantité à laver. Comme types de ce genre de classement nous

citerons les installations des charbonnages de Marcinelle-Nord et de la Grande Machine à feu de Dour.

Aux ateliers de Marcinelle-Nord les poussiers de 0 à $0^m,010$ sont déversés dans un trommel cylindrique, à axe incliné, long de $2^m,70$ et de $1^m,10$ de diamètre. Il fait trois classes de poussiers, à savoir 0 à $0^m,005$, $0^m,005$ à $0^m,007$ et $0^m,007$ à $0^m,010$ ; il marche à raison de quatorze tours par minute. Les deux dernières classes sont dirigées vers autant de cribles à feldspath, tandis que la classe 0 à $0^m,005$, en passant dans un spitzkasten à deux compartiments, est divisée en deux catégories de grosseur 0 à $0^m,003$ et $0^m,003$ à $0^m,005$.

En Allemagne, le classement par trommel est poussé jusqu'à la catégorie 0 à $0^m,003$. Le trommel est ordinairement à double enveloppe ; on évite ainsi l'encombrement des surfaces tamisantes et le criblage est plus soigné.

*Reprise des poussiers lavés*. — Sortant des caisses à feldspath, le courant d'eau conduit les poussiers lavés vers des réservoirs de dépôt.

La firme Lührig-Coppée emploie une citerne de dépôt de 50 à 60 mètres cubes de capacité ; une chaîne, portant des godets en tôle perforée, reprend les matières, les égoutte en partie le long de son parcours vertical, puis les déverse dans des trémies de chargement. Ces trémies doivent avoir un volume suffisant pour permettre un égouttage plus ou moins prolongé, suivant la teneur en eau à laquelle on veut parvenir. En règle générale, il convient de ramener à 6 p. °/₀ environ la teneur en eau ; pour la fabrication des agglomérés, on conseille une teneur moindre.

Au sortir de cette citerne, le courant d'eau tient encore en suspension des matières charbonneuses et schisteuses qui n'ont pu se déposer ; avant de l'envoyer à la pompe foulante, il convient de lui faire traverser

des bassins de dépôt. Ces derniers sont en maçonnerie cimentée à l'intérieur; ils ont ordinairement les dimensions suivantes :

| | |
|---|---|
| Longueur . . . . . | 10 à 12 mètres. |
| Largeur . . . . . | $1^m$,50 |
| Hauteur . . . . . | 2 mètres. |

Accolés par leur longueur, ils communiquent deux à deux par un orifice ménagé dans la paroi de séparation. Ils sont ouverts sur le devant, afin que le curage en soit aisé, et dans cette ouverture l'on fait un barrage de planches superposées. Ce barrage sert à la décantation des eaux; pour cette opération, il suffit d'ôter un certain nombre de planches, jusqu'à ce que l'on arrive à la couche déposée. On répète cette opération jusqu'à ce que la couche déposée ait une épaisseur de $1^m$,30 environ; après dessication du dépôt, on l'enlève à la pelle.

Les bassins de dépôt sont ordinairement au nombre de six; deux d'entr'eux sont en curage pendant que les autres sont introduits sur le parcours des eaux.

L'eau de décantation est amenée au réservoir de la pompe foulante.

Dans les installations faites récemment en Belgique par la firme Lührig-Coppée, les bassins de dépôt sont supprimés; ils sont remplacés par un clarificateur. Cet appareil, employé aux ateliers de lavage du puits Sainte-Henriette des charbonnages de Mariemont, est composé d'une double série de caisses successives en bois, pointues à la manière des spitzkasten et formant un bassin de 15 mètres de longueur, 4 mètres de largeur et 3 mètres de hauteur. Les eaux venant de la citerne de dépôt sont amenées sans vitesse par de grands conduits en bois et distribuées aux deux séries de caisses pointues. Les schlamms déposés au fond de chacune d'elles sont évacués de temps en temps par un orifice

ménagé au fond dans une des parois. Par cette ouverture ils arrivent dans un chenal où se meut une vis d'Archimède ; celle-ci les conduit à une chaîne à godets qui les rejette égouttés dans la citerne des poussiers lavés ou dans les trémies d'égouttage. Le courant d'eau sortant de l'appareil est alors dirigé vers le réservoir de la pompe foulante ; toutefois, dans certains ateliers l'on a craint que le dépôt dans le clarificateur ne fût insuffisant, et l'on a intercalé deux bassins de dépôt entre ce dernier appareil et le réservoir de la pompe.

Le clarificateur ainsi conçu, supprime la main-d'œuvre venant de l'enlèvement des schlamms. Ces derniers n'augmentent pas sensiblement la teneur en cendres des poussiers lavés, avec lesquels ils sont mélangés ; car ils constituent en moyenne 2 à 3 p. °/₀ de la quantité totale.

Dans les ateliers construits en Belgique par la firme Schüchtermann-Kremer, les poussiers lavés sont repris différemment. La fosse de dépôt, en maçonnerie, a la forme d'un chenal conique, de 13 à 14 mètres de longueur, 4 mètres de hauteur et $3^{m},50$ de largeur à la partie supérieure; au fond, une vis d'Archimède reprend les produits déposés et les amène dans le réservoir d'une chaîne à godets. Cette chaîne les élève au niveau des trémies d'égouttage. Les godets employés sont très grands ; de cette façon, la chaîne marche lentement et fait subir aux poussiers un égouttage tel que, d'après des expériences, la teneur en eau a été réduite de 25 à 16 p. °/₀.

Dans les ateliers construits en Belgique, le coursier de l'hélice n'est pas séparé du chenal ; il en résulte que le mouvement de rotation de l'hélice remet en suspension les matières déposées, et l'évacuation de ces dernières se fai mal. Dans certains ateliers allemands, l'hélice

se meut dans un coursier séparé du chenal ; de temps à autre, un ouvrier manœuvre les registres placés le long de l'appareil, et les matières déposées tombent dans le coursier précité.

En Allemagne — au charbonnage de Holstein à Hörde et au puits Frédéric-le-Grand à Heerne — la firme Schüchtermann-Kremer supprime les bassins de dépôt des schlamms, par l'emploi d'un clarificateur, analogue à l'appareil décrit plus haut. Les eaux sortant de la citerne de dépôt pour les poussiers, arrivent dans un chenal en maçonnerie, qui, en coupe transversale, affecte la forme d'un *W*; il présente 5 mètres environ de hauteur et $4^m,50$ de largeur, au niveau du fil de l'eau. Des robinets en fonte, de $0^m,20$ de diamètre et aboutissant vers le fond des deux compartiments du *W*, permettent d'évacuer les schlamms déposés. Un conduit amène ces derniers, au réservoir d'une chaîne à godets qui les rejette dans la citerne de dépôt des poussiers lavés.

Il serait préférable, croyons-nous, de réunir dans une même fosse les poussiers et les schlamms préalablement égouttés par des chaînes à godets ; de là, ils seraient élevés jusqu'aux trémies de chargement.

La firme Humboldt de Kalk, emploie aussi le clarificateur, pour le dépôt des schlamms; toutefois les produits déposés ne sont plus recueillis par une chaîne à godets. Ils sont conduits vers le réservoir d'une pompe foulante, qui les rejette dans les godets de la noria des poussiers lavés. Seulement, la pompe foulante demandant que les schlamms soient dilués dans l'eau, la boue ainsi rejetée dans les godets précités filtre facilement au travers des poussiers, et retombe dans la citerne de dépôt.

*Schlamms recueillis*. — Le dosage des cendres dans les schlamms des bassins de dépôt, accuse des teneurs

variables avec le point où l'on fait la prise d'essai, avec le nombre de bassins, avec leur disposition et leur mode de fonctionnement.

Les schlamms les plus cendreux étant les plus denses, se déposent à l'entrée des bassins, et plus on s'éloigne de ce point, plus la teneur en cendres diminue. Dans les ateliers belges, les schlamms des derniers bassins de dépôt dosent 8 à 15 p. °/₀ de cendres; avec cette teneur ils sont mélangés à des braisettes, et le mélange est employé pour l'alimentation des chaudières.

La teneur en cendres augmente beaucoup quand on mélange dans les mêmes bassins, les eaux provenant des fosses à poussiers lavés et des fosses à schistes ; dans le cas du traitement de charbons à poussiers schisteux, les schlamms produits sont inutilisables.

Quant à la quantité de schlamms produite dans un atelier, elle dépend surtout de la nature du charbon. Pour des charbons friables, cette quantité pourra atteindre 5 à 6 p. °/₀ de la somme totale des matières soumises à l'épuration. Pour des charbons durs, elle sera beaucoup plus faible ; aussi comme terme moyen, on peut admettre 3 p. °/₀ de la quantité traitée.

Charleroi, 15 novembre 1886.

---

# NOUVEAU SYSTÈME DE MANŒUVRE

DES

# PONTS TOURNANTS

PAR

A. WEYTS,

ingénieur des ponts et chaussées

---

Le système que nous allons exposer dans cette notice, s'appliquant surtout avec avantage aux ponts qui exigent pour la manœuvre *deux ou un plus grand nombre d'hommes* ou *des machines*, nous avons été amené à rechercher la limite de poids à partir de laquelle il cesse d'être possible d'ouvrir et de fermer les ponts avec le concours d'un seul agent. Cette limite varie d'ailleurs, avec le mode de rotation et le plus ou moins de rapidité exigée pour la manœuvre.

Ainsi le pont pour chemin de fer, récemment construit à Lokeren, pèse 72 *tonnes* et on n'arrive pas à le manœuvrer avec un seul homme, agissant de toutes ses forces sur les appareils commandés du centre du pont.

D'un autre côté, tous les essais que l'on a faits pour supprimer un des deux agents desservant un pont-route de 80 *tonnes* établi au Dam à Anvers ont été infructueux. Ce pont se manœuvre de la culasse.

Lorsque le poids du pont atteint 150, 200 tonnes et au-delà, la manœuvre exige un plus grand nombre

d'hommes, ou l'emploi de machines : la solution que l'on adopte résulte dans chaque cas d'un calcul comparatif entre le salaire des pontonniers, d'une part, le salaire du machiniste, l'amortissement du matériel et les intérêts du capital, d'autre part.

Pour prendre un exemple dans notre pays, citons le pont de Boom qui pèse 262 tonnes. Cinq pontonniers sont appelés à le desservir. (En réalité, dix à cause du service de nuit.) Il faut 7 minutes pour faire le décalage et 3 minutes pour tourner le pont (soit 20 minutes pour l'ouverture et la fermeture). On voit à quelle perte de temps conduit la manœuvre, malgré le grand nombre d'hommes employés. Aussi l'administration des chemins de fer de l'État va-t-elle remplacer le système existant par des machines à air comprimé. Ce qui permettra de réaliser une certaine économie sur le salaire des ouvriers, et aussi de réduire notablement la durée de la manœuvre.

Citons encore comme exemple le pont tournant du Havre, qui pèse 120 tonnes ; il faut pour le décaler, le caler, l'ouvrir et le fermer, quatre hommes poussant à l'extrémité de la culasse et 4 minutes de temps.

Malgré le concours des engins mécaniques, il faut constater que le temps employé pour ouvrir et fermer les grands ponts est encore relativement considérable. Ainsi, le pont-roulant du Kattendyk, à Anvers qui pèse, sans son contrepoids, 264 tonnes, n'est ouvert qu'au bout de 3′ 20″. Pour le fermer, il faut 2′ 10″, soit au total pour la manœuvre : 5′ 30″.

Dans tous les cas, il va de soi que si l'on fait tourner à la main les grands ponts, c'est toujours au détriment de la navigation et de la circulation sur le pont. N'oublions pas, d'ailleurs, que la manœuvre ne comporte pas seulement l'*ouverture* et la *fermeture*, mais aussi le *décalage* et le *calage* : il faut, en effet, élever les extré-

mités de la culasse et de la volée de toute la flèche qu'elles présentent lorsque le pont est ouvert ; sinon, au passage des charges, les moments fléchissants qui sollicitent le *pont fermé* seraient augmentés d'une partie des moments fléchissants qui sollicitent le *pont ouvert* et les longerons, qu'on ne calcule pas dans cette hypothèse, pourraient ne pas résister. Il est d'ailleurs à noter que, lorsque la température s'élève, le métal fléchit davantage ; il s'ensuit qu'à certains moments il peut être plus difficile de caler ou de décaler un grand pont que de le tourner.

Avec le système en usage aujourd'hui, le travail absorbé par le frottement sur le pivot est proportionnel au poids du tablier. De plus, au fur et à mesure que les dimensions des ponts augmentent, il naît de nouvelles et plus grandes résistances passives : alors on est amené à installer, outre le pivot, un chariot de galets, qui, en même temps, a pour mission de limiter les oscillations pendant la manœuvre. De sorte que, pour opérer la rotation du pont, on doit vaincre non seulement les frottements de glissement sur le pivot, mais aussi les résistances au roulement sur les galets.

Selon l'importance de toutes ces résistances passives, selon les difficultés du calage et la rapidité plus ou moins grande exigée pour la manœuvre, il faudra recourir, soit à un certain nombre d'hommes, à l'installation de machines avec raccords, transmissions de mouvement, etc., ou à l'emploi de la pression hydraulique, laquelle exige des machines à vapeur pour activer les pompes foulantes, des accumulateurs, des conduites d'eau, etc.

Quoi qu'il en soit, la manœuvre des grands ponts est toujours très coûteuse et c'est en vue de réduire la dépense dans une large mesure que nous avons imaginé le nouveau système de manœuvre qui fait l'objet de cette notice.

Nous croyons avoir atteint ce but *en supprimant les machines et en n'employant qu'un seul homme pour manœuvrer les ponts les plus pesants.*

En vue de rendre facile et rapide la manœuvre des grands ponts, nous avons songé à réduire au minimum les frottements de glissement et les frottements de roulement qui constituent les résistances passives dans le système actuellement en usage. Pour cela nous avons installé sous le pont une cuve métallique dont le volume est tel que le pont flotte pendant la manœuvre. Cette cuve constitue le pivot du pont ; elle plonge dans une cuve concentrique découpée dans la maçonnerie ou constituée par des anneaux en métal et contenant un liquide jouissant de certaines propriétés spéciales sur lesquelles nous reviendrons plus loin.

Il ne reste donc plus à vaincre pendant la rotation du pont que les résistances qui se produisent au contact de la cuve métallique avec le liquide et l'on sait que ces résistances sont négligeables. Les frottements des liquides sur les solides ou réciproquement sont généralement à peine appréciables, mais dans le cas qui nous occupe, ces forces peuvent être considérées comme nulles. En effet, pendant la rotation la cuve tournera avec une faible vitesse dans le liquide, lequel, à cause de cette circonstance, ne se mettra pas en mouvement : donc, pas de déplacement du liquide. De plus, nous croyons qu'une mince couche de celui-ci restera adhérente à la paroi de la cuve et frottera pendant le mouvement, contre la couche qui suit immédiatement, de sorte que les seules résistances à vaincre deviennent les frottements du liquide sur lui-même, en d'autres termes, il ne reste à détruire que les forces de cohésion et on sait que ces forces peuvent être considérées comme nulles.

Une conséquence importante de cet état de choses,

c'est qu'on *tournera avec la même facilité un pont très lourd et un pont très léger*, ce qui paraît paradoxal. Seul, le travail à développer pour vaincre l'inertie augmentera en même temps que la masse du pont.

Nous reconnaissons d'ailleurs très volontiers que l'idée de supporter les constructions mobiles de grand poids, au moyen de flotteurs, n'est pas neuve. Elle fut, notamment, appliquée avec un plein succès à la coupole du grand équatorial de l'observatoire de Nice, et sur le chemin de fer destiné au transport des navires à travers l'isthme de Tehuantepec, où l'on a construit des plaques tournantes formées de pontons flottants dans des bassins circulaires.

Une autre application est celle des *ponts mobiles* flottants qu'il ne faut pas confondre avec notre système de ponts *tournants* flottants. Voici ce que nous lisons au sujet des premiers dans une note de l'ingénieur L. Barret, insérée dans le bulletin de la Société industrielle et scientifique de Marseille (année 1879).

« *Ponts mobiles flottants*. Les ponts mobiles flottants « sont supportés par de forts caissons ou flotteurs pré- « sentant un déplacement assez grand pour que l'effet « de la surcharge résultant du passage des convois de « chemins de fer ou de camions ne produise, par le fait « de l'immersion du flotteur, aucune différence notable « entre le plan d'alignement des voies établies sur le « pont et celui de la terre ferme.

« Il faut aussi que le flotteur soit muni de dispositions « particulières pour parer aux éventualités qui se pro- « duiraient à la suite d'un abaissement ou d'un exhaus- « sement du niveau de l'eau. Dans le cas seulement où « le pont mobile serait placé au milieu d'un pont de « bateaux, jeté sur une rivière ou sur un bras de mer, « on n'aurait pas à tenir compte de ces dénivellations, « attendu que les bateaux avoisinant le flotteur portant

« le pont mobile, seraient soumis eux-mêmes à l'action « de ces variations de niveau.

« La manœuvre de ces ponts s'effectue soit en lais- « sant pivoter le tablier sur le flotteur, qui sert alors de « pile centrale, soit en déplaçant latéralement ce flot- « teur d'une quantité suffisante pour dégager complète- « ment la passe.

« Les ponts flottants sont évidemment moins stables « que les ponts reposant et évoluant sur la terre ferme; « leur manœuvre donne lieu à plus de sujétions et né- « cessite plus de temps. Aussi, on ne les emploie géné- « ralement que dans le cas où la construction des piles « serait un obstacle à la navigation et au mouvement « des eaux, ou bien encore lorsque le terrain solide se « trouve à de grandes profondeurs. »

Nous lisons encore dans la note de l'ingénieur L. Barret « que pour *diminuer* l'action du poids d'un *pont* « *tournant* sur un pivot, on a imaginé d'entourer le pivot « d'un cylindre en métal plongé dans l'eau et dont le « déplacement est presque égal au poids du pont. Dans « ces conditions, l'action du pivot sur la crapaudine « est presque nulle et cette dernière ne sert en quelque « sorte que de point de centre sur lequel s'effectue la « rotation ».

On voit donc, comme nous le disions plus haut, que l'idée de supporter au moyen de flotteurs, les constructions de grand poids, n'est pas neuve; mais nous revendiquons pour nous le mérite d'avoir imaginé une application nouvelle de cette idée si ingénieuse, en réalisant un système de manœuvre des ponts tournants, qui présente, sur ceux appliqués jusqu'à ce jour, des avantages considérables au point de vue de la rotation, du calage et du décalage.

Nous ferons d'ailleurs remarquer que notre flotteur a une forme *rationnelle* évasée dans sa partie supé-

rieure ; il ne flotte pas dans l'eau, mais dans un *liquide spécial* dont nous faisons varier le niveau à volonté et qui est contenu dans une cuve de même forme que le flotteur.

Dans notre système, le pont ne flotte que *pendant la manœuvre* ; il est aussi stable qu'un pont reposant et évoluant sur la terre ferme.

Le décalage et le calage ne donnent lieu à aucune sujétion, se font très rapidement, très facilement et d'une manière absolument originale.

Enfin, et ceci nous le démontrerons plus loin, notre système permet de réaliser une économie notable sur la dépense résultant de la manœuvre.

Nous allons exposer maintenant le *dispositif que nous avons adopté pour réduire les oscillations de la cuve-pivot et la guider dans sa rotation :* Pour cela, nous avons fixé sur la cuve-pivot et aux longerons du pont une série de forts galets qui roulent sur la cuve extérieure (fig. 1, 2 et 3, pl. XIX). Un jeu de 0$^{m}$,01 existe entre la cuve et les galets, qui sont facilement accessibles, de sorte que la visite, le graissage et la réparation se feront aisément.

Dans sa partie inférieure, la cuve est guidée par un bout de pivot constamment noyé dans le liquide et qui est logé dans une encoche pratiquée dans le fond de la cuve.

Un jeu de 0$^{m}$,01 existe aussi entre les parois de l'encoche et le petit pivot; celui-ci ne porte jamais le pont, il ne fait que le guider.

Pendant la manœuvre, les galets supérieurs viendront frôler la cuve extérieure et le fond de la cuve frottera contre le pivot-guide ; mais les résistances qui en résultent pourront être considérées comme *insignifiantes, à la condition que le pont, lorsqu'il flotte, se trouve en équilibre stable.* On sait, en effet, que, lorsqu'une

force tend à déranger de sa position d'équilibre un corps flottant en équilibre ***stable***, il naît immédiatement un couple appliqué au centre de gravité et au centre de carène (ou de poussée) qui tend à ramener le corps dans sa position d'équilibre. Donc, pendant la manœuvre du pont, il se produira une série de petites oscillations, forcément limitées par les galets-guides et par le pivot-guide et qui tendront toujours à ramener le pont dans sa position d'équilibre. Les frottements de la cuve avec le pivot-guide seront d'ailleurs encore réduits par ce fait que le métal de ces deux corps est constamment baigné par le liquide. Quant aux galets, on pourra les graisser autant que de besoin.

Au surplus, voici comment on calculerait l'effort $P$ qu'il faut développer avec un bras de levier $p$, pour obtenir la rotation du pont.

Nous supposons que l'effort $P$ se transmette sur un seul galet; en réalité, le contact s'établira à la fois entre la cuve et un certain nombre de galets, et peut-être en même temps entre le pivot-guide et l'encoche pratiquée dans le fond de la cuve, de sorte qu'une partie seulement de l'effort $P$ agirait sur un galet.

Isolons la cuve et le galet (fig. 1).

Les états de sollicitation sont ceux que les figures indiquent.

Pour déterminer $P$ et $K$, on a les relations suivantes :

$$f'R \times \zeta + P\delta = Kr$$

$$R = \sqrt{P^2 + K^2}$$

$$f' = \frac{f}{\sqrt{1+f^2}}$$

$f$ est le coefficient du frottement

$$(1)\ \frac{f}{\sqrt{1+f^2}} \times \sqrt{P^2 + K^2} \times \zeta + P\delta = Kr$$

(2) $Pp = P\delta + K r' +$ (moment du couple résistant).

Les relations (1) et (2) permettent de déterminer *P* et *K*.

Fig. 1.

Si le moment du couple résistant est nul, ce qui serait vrai si les forces de cohésion du liquide, ainsi que les forces d'inertie, étaient absolument nulles, alors *P* et *K* seraient nuls également.

Quant à l'action du vent, on peut réduire, autant qu'on veut, le couple résistant qui en résulte en donnant des longueurs peu différentes à la culasse et à la volée. Si on prend le soin de les rendre égales, le couple dû à l'action du vent devient nul. Il en serait encore de même pour des longueurs inégales de la culasse et de la volée, pourvu que la surface de treillis de la volée soit à la surface pleine ou en treillis à plus petites mailles de la culasse, comme la distance du centre de gravité de la surface de la culasse à l'axe du pont est à

la distance du centre de gravité de la surface de la volée à ce même axe.

En réalité, dans l'équation (2), le moment du couple résistant a une certaine valeur, dont la connaissance nous permettrait de déterminer $P$ et $K$. On peut affirmer que ces forces seront bien petites et qu'un seul homme suffira toujours pour tourner les plus grands ponts. On en sera certainement convaincu si l'on songe qu'un seul homme est capable de faire avancer, sans trop grand effort, un bateau de 500 tonnes, dans une eau très calme. Or, le pont n'est autre chose *qu'un bateau de forme spéciale qui ne doit que tourner sur place.* Le bateau, pour avancer, déplace l'eau ; le pont, pour s'ouvrir ou se fermer, tourne simplement dans le liquide sans le déplacer. Ce dernier mouvement s'obtiendra donc beaucoup plus aisément que le mouvement de translation d'un bateau de même poids.

Nous reproduirons ici un paragraphe intéressant que nous extrayons du rapport du jury international des récompenses à l'Exposition d'Anvers (1885).

Il s'agit de la *coupole de l'observatoire de Nice*, dont nous avons déjà parlé plus haut.

« On peut à volonté mettre la coupole en flottaison
« et dans cette position elle n'exige pour la faire tour-
« ner qu'un effort tangentiel de 3 *kilogrammes* appliqué
« au pourtour extérieur, ou la faire tourner sur les
« galets seuls avec un effort de 200 *kilogrammes*,
« quand, pour une réparation, on a besoin de vider
« la cuve du flotteur. »

L'écart si considérable qui a été constaté entre les efforts à développer selon que la coupole *flotte* ou *ne flotte pas* confirme pleinement tout ce que nous avons exposé précédemment.

Il nous reste à traiter du *mode de calage et de décalage*. Le principe en est d'une grande simplicité. Pour

décaler le pont, nous le détachons de ses appuis en élevant le niveau du liquide dans lequel il plonge, le tablier flottant monte évidemment en même temps que le niveau de flottaison.

Inversement, pour obtenir le calage, nous abaissons ce niveau, le tablier descend et vient se caler par son propre poids sur ses appuis.

Pour faire varier à volonté le niveau du liquide, nous avons installé à l'intérieur du flotteur un certain nombre de cylindres faisant l'office de réservoirs et dans lesquels nous emmagasinons une partie du liquide de la cuve, lorsque le pont est fermé et calé.

S'agit-il maintenant de faire le décalage, nous expulsons le liquide contenu dans les cylindres pour le restituer à la cuve. Il se fait ainsi que le niveau s'élève dans cette cuve en entraînant dans son mouvement le flotteur et partant le tablier qu'il supporte.

Pour caler le pont, on laisse simplement rentrer le liquide dans les cylindres; le niveau s'abaisse dans la cuve et le tablier redescend sur ses appuis.

Il est à remarquer que le remplissage et la vidange des cylindres s'obtiennent sans difficultés : nous avons disposé, dans l'axe de chacun d'eux, un cylindre de petit diamètre et de même course. La tige du piston du grand cylindre sert de piston au cylindre de petit diamètre. Dès lors, en admettant de l'eau sous pression à l'intérieur des petits cylindres, on refoulera le liquide contenu dans les grands ; c'est ainsi que se fera le décalage.

Il suffira de laisser tomber suffisamment la pression de l'eau comprimée contenue dans les petits cylindres, pour que les pistons reculent à fond de course et que les grands cylindres se remplissent de nouveau au moyen du liquide de la cuve ; c'est ainsi que se fera le calage du pont.

Il faut donc, au moment de faire la manœuvre, disposer d'une certaine quantité d'eau sous pression.

Pour cela, nous avons installé au centre de la cuve-pivot un accumulateur où l'eau se trouve à une pression telle qu'elle soit capable de vaincre la poussée du liquide dans la cuve, plus les frottements.

Un second accumulateur est disposé concentriquement au premier ; celui-là est chargé par le travail de descente du pont au calage. La pression de l'eau dans cet accumulateur est telle que la poussée du liquide de la cuve puisse vaincre cette pression, plus les frottements.

Le pontonnier pompe au commencement de la journée et pendant les intervalles compris entre les passages des bateaux, l'eau sous pression du second accumulateur pour charger le premier.

Par ce moyen, l'homme développe un minimum de travail, et nous consommons pour la manœuvre un minimum de force motrice.

Nous entrerons plus tard dans les détails des mécanismes. Il y a lieu pour le moment d'exposer les

*Conditions qui doivent être réalisées pour que l'application de notre système soit pratique.* — Ces conditions peuvent se résumer comme suit :

1° Le liquide, dans lequel plonge la cuve-pivot, ne peut pas se congeler par les températures les plus basses, si le pont est établi sur un cours d'eau où la navigation n'est jamais interrompue. Ce liquide ne peut pas attaquer le fer ou l'acier ; il faut qu'il ne s'évapore guère ; enfin, il doit être à bon marché autant que possible ;

2° Le volume de la cuve-pivot doit être tel que le pont flotte pendant la manœuvre sans heurter le fond, ni les parois latérales de la cuve contenant le liquide dans lequel il plonge. Lorsque le pont est fermé, il ne

peut plus flotter ; il doit être calé au centre et à ses extrémités ;

3° Le pont flottant doit être en *équilibre stable* ; pour cela, il faut que le centre de gravité de tout le système tombe en dessous du métacentre ;

4° Il faut que le tablier du pont, lorsqu'il est fermé, reste au même niveau, malgré les variations de poids résultant des circonstances atmosphériques ;

5° De même que la rotation, le calage et le décalage doivent pouvoir se faire avec assez de facilité pour n'exiger qu'un seul homme.

Il ne sera pas inutile d'entrer dans quelques développements au sujet des diverses conditions brièvement énoncées ci-dessus.

La première est relative à la

*Nature du liquide servant à la flottaison.* — Dans le but de réduire autant que possible le volume du flotteur, nous avons recherché un liquide de grande densité. De plus, il était essentiel qu'il ne fût pas susceptible de se congeler. Le chlorure de calcium en dissolution dans l'eau nous a fourni, sous ce rapport, des résultats très satisfaisants.

En effet, les expériences que nous avons faites sur le degré de congélation des solutions suivantes, nous ont démontré que :

Le chlorure de calcium en dissolution dans l'eau, de manière à présenter une densité : 1,368, ne se congèle pas à 20 degrés en dessous de zéro. Nous n'avons pu déterminer à quel moment exact se produit la congélation, parce que la température du mélange réfrigérant, dont nous disposions, ne descendait pas en dessous de (— 20°).

Lorsque la densité devenait égale à 1,388, la solution se congelait à 15 degrés en dessous de zéro.

*Nous adoptons comme liquide dans lequel plonge la cuve-*

*pivot, une solution de chlorure de calcium dont la densité est* 1.36.

Il sera prudent de ne pas dépasser ce chiffre, parce que le chlorure de calcium du commerce renferme beaucoup d'impuretés, qui peuvent abaisser jusqu'à (— 10°) le point de congélation d'une solution dont la densité est 1.36. S'il se produisait des températures extraordinairement basses, on aurait d'ailleurs la ressource d'allumer à l'intérieur du flotteur un réchaud qui empêcherait toute congélation.

Lorsque la solution est à la densité 1.36, 100 grammes d'eau absorbent 57 grammes de chlorure de calcium.

Le prix du mètre cube de ce liquide est de fr. 39-50; le chlorure de calcium pourrait être fourni à raison de 8 francs les 100 kilogrammes, par les usines Solvay qui en possèdent des quantités très considérables provenant de la fabrication de la soude, dont il est un sous-produit.

Le chlorure de calcium ainsi obtenu n'est pas du tout acide, il est plutôt basique, c'est-à-dire qu'il n'attaque pas à froid le fer, ni le mastic de fer, ni les enduits, tels que le minium de plomb et le goudron de gaz, dont on recouvre usuellement les tôles.

Etant donnée la nature essentiellement déliquescente du chlorure de calcium, on peut affirmer que le liquide ne s'évaporera guère ; cependant, pour plus de sécurité on le mettra complètement à l'abri de la vaporisation en le recouvrant d'une couche de 5 millimètres d'huile minérale russe de densité 0.90, qui n'est pas siccative, n'attaque pas le fer, ne se congèle pas à (— 20°) et ne coûte que 30 francs les 100 kilogrammes. Cette mince couche d'huile aura en outre pour effet de préserver la surface du liquide contre les grands froids de l'extérieur.

Nous allons maintenant montrer comment on satisfait aux conditions énumérées aux 2°, 3°, 4° et 5°, en faisant l'application de notre système à un

*Pont de* 500 *tonnes.* — Pour que le poids d'un pont soit aussi considérable, il faut que le tablier ait des dimensions exceptionnelles dans le sens transversal aussi bien que dans le sens longitudinal.

Nous prendrons comme exemple un pont pour chemin de fer de 60 mètres de longueur donnant passage à quatre voies.

La largeur d'axe en axe des longerons est $14^m,00$, les entretoises auraient $1^m,40$ de hauteur, sauf au droit de la cuve-pivot, où cette hauteur est réduite, les semelles ayant une largeur plus grande, ce qui favorise le bon assemblage de la cuve avec les entretoises. Celles-ci présentent d'ailleurs la forme la plus convenable pour résister au passage des charges sur le pont.

Le centre de gravité du tablier se trouve à $0^m,80$ environ en dessous de l'arête supérieure des entretoises.

Disons immédiatement que c'est en vue de faire monter le centre de carène le plus haut possible que nous avons réduit la hauteur des entretoises au droit du pivot.

*Flotteur constituant la cuve-pivot.* — L'examen du plan et des coupes dans le pont (fig. 1, 2 et 3, pl. XIX) indique suffisamment la forme et la disposition du flotteur pour que nous puissions nous dispenser d'en faire une longue description.

Nous dirons simplement qu'il se compose de deux parties cylindriques de diamètre différent reliées par une partie tronconique. Le fond présente la forme d'une calotte sphérique avec une encoche au centre.

En ce qui concerne l'épaisseur des tôles, le calcul de

stabilité démontre que la calotte sphérique, qui forme le fond de la cuve-pivot, doit avoir 8 millimètres, tandis que les tôles constituant les parois latérales ont, à partir du fond, respectivement 8, 7, 7, 7, 7, 6, millimètres d'épaisseur.

Au droit des cylindres, l'épaisseur de la tôle est renforcée.

Les rivets sont assez rapprochés pour former une couture parfaitement étanche, et le matage des joints se fait aisément à l'intérieur de la cuve.

Le fond et les parois du flotteur sont consolidés au moyen de raidisseurs, comme on le voit (fig. 1, 2 et 3, pl. XIX).

Le fond et son entretoisement pèsent 7,257 kilogrammes.

Le reste du flotteur pèse 28,858 kilogrammes; cette charge est très sensiblement appliquée au centre de carène.

Les deux accumulateurs d'eau sous pression pèsent ensemble 18,851.5 kilogrammes, y compris le lest et l'eau.

Les cylindres-réservoirs pèsent 8,323 kilogrammes.

Les colonnes-guides des accumulateurs, la pompe, les petites consoles, la tuyauterie et le robinet pèsent ensemble 2,143 kilogrammes.

Enfin, un réservoir en fonte qui pèse 2,071 kilogrammes et qui contient 11 tonnes de lest est rattaché au flotteur au moyen d'une forte barre en acier, très rigide, présentant vers ses extrémités deux parties filetées en sens inverse.

Le métal de cette barre travaille à peine à 2 kilogrammes par millimètre carré, de sorte que la probabilité d'une rupture pourrait être écartée. Nous avons néanmoins cherché le moyen d'atteindre à la tige et au lest en cas d'accident. Dans ce but nous avons ménagé

le trou d'homme et les cheminées d'accès que les dessins indiquent. Pour faire une réparation à la tige, il faudra au préalable épuiser la solution de chlorure de calcium.

La tige avec ses assemblages pèse 432 kilogrammes.

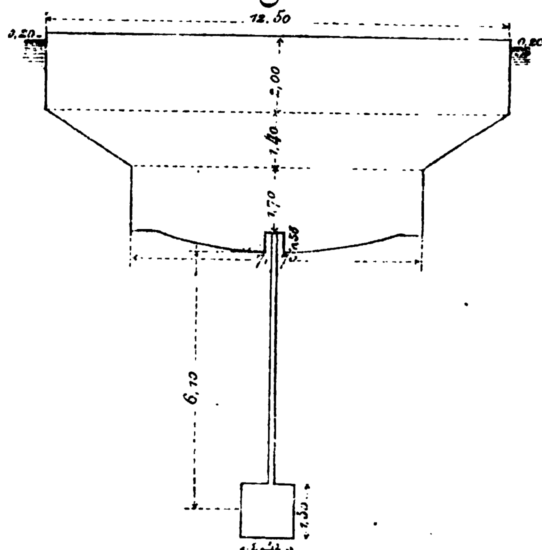
Lorsqu'on élèvera les maçonneries de la pile, on placera le lest dans le logement qui lui est réservé ; et on vissera le premier tronçon de la barre dans le siège faisant partie du plateau supérieur qui recouvre le lest. On mettra en outre deux boulons indésserrables du système Flâmache et Picard. Puis au fur et à mesure de la construction de la pile on assemblera les différents tronçons de la barre. Enfin, au moment d'installer le tablier du pont on enlèvera la plaque en acier coulé qui forme le fond de l'encoche pratiquée dans la partie inférieure de la cuve ; on soulèvera de quelques centimètres la barre et le lest, on vissera la plaque sur la partie filetée supérieure de la barre et on la fixera sur l'encoche de la cuve-pivot. On aura soin de placer en outre deux boulons indésserrables de manière à empêcher la barre de tourner sous les efforts de torsion qui se produisent pendant la manœuvre du pont.

Nous avons placé 2,564.5 kilogrammes de lest dans le fond de la cuve-pivot. On pourra augmenter ou diminuer à volonté ce poids pour régler l'immersion du flotteur lors de l'installation du pont.

On arrive ainsi à un poids total de 581.5 tonnes qui exige un déplacement de $427^{m^3},57$ pour flotter dans un liquide dont la densité est 1.36.

Si nous admettons que le niveau doive rester à $0^m,20$ en dessous de l'arête supérieure du flotteur pour éviter le débordement du liquide pendant la manœuvre, il devient facile de calculer le volume immergé *V* (fig. 2).

Fig. 2.




On trouve ainsi :

$$V = 3{,}1415 \left\{ \frac{\overline{12{,}50}^2}{4} \times 1.80 + \left( \frac{\overline{12.50}^2 + \overline{7{,}75}^2 + 7.75 \times 12.50}{12} \right) \times 1.40 + \frac{\overline{7.75}^2}{4} \times 1.70 + \frac{1}{6} \times 0.56 \left( 3 \times \overline{0.88}^2 + 3 \times \overline{3.14}^2 \times \overline{0.56}^2 \right) + \frac{\overline{0.10}^2}{4} \times 6.00 + \frac{\overline{1.40}^2}{4} \times 1.50 - \frac{\overline{0.58}^2}{4} \times 0{,}45 \right\} = 427^{m3}{,}573.$$

C'est exactement le volume exigé pour le déplacement dans le liquide que nous employons.

Il est donc démontré que tout le système flotte pour la position indiquée dans la coupe longitudinale (fig. 3, pl. XIX). De plus, l'examen du dessin fait voir que,

dans ce cas, le flotteur ne saurait heurter les parois latérales ni le fond de la cuve qui contient le liquide.

En coupe transversale (fig. 1, pl. XIX), nous avons dessiné la position que le flotteur occupe lorsque le pont est fermé et calé.

On observe que le pont repose alors sur des blocs de bois de chêne encastrés dans la maçonnerie de la pile, disposés en quinconce et que l'on voit dans les coupes (fig. 1 et 3, pl. XIX). Ces supports parfaitement élastiques et offrant une grande surface d'appui, constituent certainement un système plus stable et qui fatigue moins le tablier que celui en usage aujourd'hui.

Aux extrémités de la culasse et de la volée, le pont repose par l'intermédiaire de coins semblables à ceux ordinairement employés.

Le métal du flotteur est l'acier doux laminé ou rivé.

La surface en contact avec le liquide reçoit d'abord deux couches de peinture au minium de plomb, puis deux couches de goudron de gaz. Ces enduits préservent complètement le fer contre toute attaque du liquide; nous en avons fait l'expérience en plongeant, pendant plusieurs mois, des tôles ainsi préparées dans une solution de chlorure de calcium de densité 1.36.

A l'intérieur, la cuve sera simplement recouverte au minium de plomb et l'on pourra renouveler facilement cette peinture et aussi fréquemment que de besoin.

Il sera, en effet, toujours possible de travailler dans le flotteur, sans interrompre la navigation ou la circulation sur le pont, la cuve-pivot constituant une véritable petite usine plongée dans le liquide de la

*Cuve extérieure en métal.*— Celle-ci est disposée concentriquement au flotteur, dont elle épouse la forme.

Le jeu entre le flotteur et sa cuve est de $0^m,10$, cet espace est occupé par le chlorure de calcium en dissolution dans l'eau.

Le métal de la cuve extérieure est l'acier doux laminé, les anneaux superposés sont au nombre de sept; les joints, tant dans le sens horizontal que vertical, sont matés avec soin ce qui assure une étanchéité absolue.

Le calcul de stabilité démontre que les épaisseurs suivantes sont très amplement suffisantes :

Pour le 1er anneau, à partir du fond, $0^m,008$ ;

Pour le 2e, 3e, 4e et 5e anneau, $0^m,007$ ;

Pour le 6e et 7e anneau, $0^m,006$.

Nous avons renforcé l'épaisseur des deux anneaux supérieurs, parce que cette partie de la cuve doit pouvoir résister aux efforts qu'elle recevra pendant la manœuvre de la part des galets-guides du pont.

La cuve extérieure en acier pèse 16.9 tonnes.

Nous allons maintenant nous occuper de la condition relative à l'

*Equilibre stable du système.* — Lorsque le piston de l'accumulateur qui a la plus grande charge de lest est au sommet de sa course, les pistons de l'autre accumulateur se trouvent au bas de leur course. C'est évidemment la *position la plus défavorable* au point de vue de l'équilibre du pont.

Dans ce cas, le centre de gravité du premier accumulateur tombe à $3^m,40$ au dessus de la tangente en $B$ (fig. 4); et le centre de gravité de l'autre accumulateur tombe à $1^m45$, au dessus de cette même droite.

Nous démontrerons que, même pour la position la plus défavorable, la condition de l'équilibre stable est largement assurée ; pour cela nous ferons voir que le centre de gravité de tout le système tombe en dessous du métacentre.

*Centre de carène ou de poussée.* — Une équation de moments par rapport à l'horizontale passant par le centre de gravité $A$ du lest (fig. 3), nous donne facile-

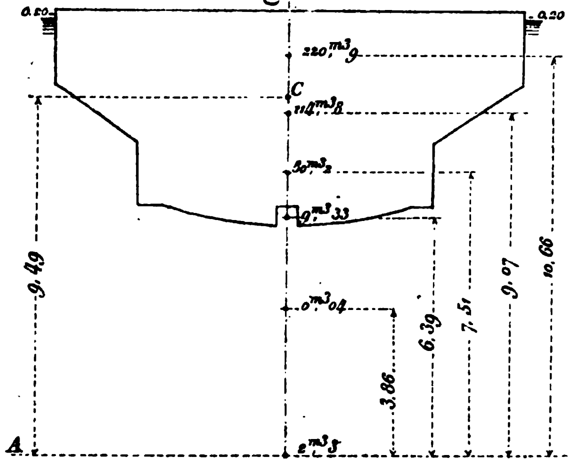
ment la distance inconnue $x$ du centre de carène $C$ de tout le système au dessus de cette droite.

Nous trouvons :

$$220^{m3},9 \times 10,66 + 114^{m3},8 \times 9,07 + 80^{m3},2 \times 7,51 + \\ + 9^{m3},33 \times 6,39 + 0^{m3},04 \times 3,86 = 427^{m3},57 \times x.$$

D'où $x = 9^{m},49$.

Fig. 3.




Donc le centre de carène est à $9^{m},49$ au dessus de l'axe des moments.

*Centre de gravité.* — Nous allons encore considérer comme axe des moments l'horizontale passant par le point $A$ (fig. 4).

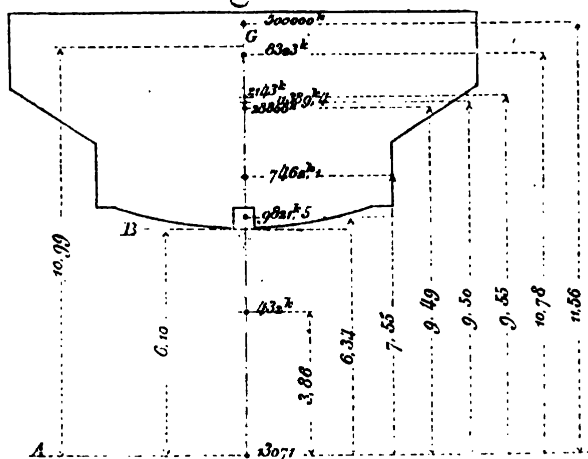
La distance inconnue $x$ du centre de gravité $G$ de tout le système, au dessus de cette droite est donnée par l'équation :

$$500000^{k} \times 11,56 + 8323^{k} \times 10,78 + 2143^{k} \times 9,55 + \\ + 11389^{k},4 \times 9,50 + 28858^{k} \times 9,49 + 7462^{k},1 \times 7,55 + \\ + 9821^{k},5 \times 6,34 + 432^{k} \times 3,86 = 581500 \times x.$$

D'où $x = 10^{m},99$.

Donc, le centre de gravité de tout le système est pour la position considérée à $10^m,99$ au dessus de l'axe des moments.

Fig. 4



*Métacentre.* — La distance $\rho$ qui sépare le centre de carène du métacentre est :

$$\rho = \frac{I}{V}$$

*I* est le moment d'inertie de la section à la flottaison.

*V* est le volume immergé.

Nous avons :

$$I = 0{,}0491\ D^4 = 0{,}0491 \times \overline{12{,}50}^4 = 1199$$

Le volume immergé est :

$$V = 427^{m3},57$$

D'où

$$\rho = \frac{1199}{427,57} = 2^{m},80$$

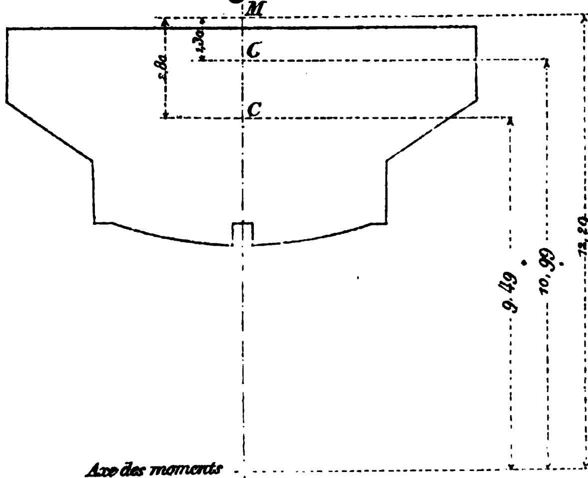


Fig. 5.

Donc le métacentre *M* se trouve à $2^{m},80$ au dessus du centre de carène ou à $9.49 + 2,80 = 12^{m},29$ au dessus de l'axe des moments (fig. 5).

Le centre de gravité de tout le système est à $10^{m},99$ au dessus de ce même axe, par conséquent, il tombe à $12^{m},29 - 10^{m},99 = 1^{m},30$ en dessous du métacentre.

Il s'ensuit que l'équilibre stable du système est très largement assuré. Il est reconnu en effet que des navires prennent la mer avec un écart de $0^{m},35$ seulement, entre le centre de gravité et le métacentre. Donc notre flotteur sera en quelque sorte rivé sur place pendant la manœuvre attendu qu'il tourne dans un liquide très calme, et qu'il est en outre guidé haut et bas.

Nous pensons que l'expérience démontrerait qu'il y a lieu de réduire la quantité de lest que nous avons prévue.

La formule $\rho = \frac{I}{V}$ montre que pour un même volume $V$, on a tout intérêt, au point de vue de l'équilibre stable, de prendre la plus grande section possible à la flottaison, le diamètre $D$ entrant à la quatrième puissance dans la valeur de $I$.

Il est donc rationnel d'adopter pour le flotteur la forme évasée vers le haut que les dessins indiquent.

*Influence des variations dans le poids du tablier.* — Dans les calculs que nous venons d'établir, nous avons considéré un pont qui pèse au maximum 500 tonnes ; ce chiffre suppose implicitement que le tablier est couvert de neige ou trempé par la pluie. Par des temps de sécheresse le poids de 500 tonnes va donc diminuer et pourra peut-être se réduire à 495 tonnes.

Au point de vue de *l'équilibre stable*, cette réduction d'une charge, placée à la partie *supérieure* de la construction, est évidemment une circonstance favorable et la stabilité n'en peut être que rendue plus grande.

D'un autre côté, lorsque le pont décalé flotte, le tablier sera un tant soit peu plus haut au dessus de ses appuis ; ce qui est fort indifférent.

Mais on peut se demander si, par suite de la diminution dans le poids du pont, celui-ci, qui ne flottait pas lorsqu'il était fermé et calé, ne pourrait pas, à un moment donné, devenir flottant, ce qui présenterait des inconvénients pour la circulation sur le pont.

On verra de toute évidence que cela est impossible ; nous démontrerons, en effet, à propos du calage, que le poids du liquide contenu dans les cylindres et qui applique le flotteur sur les blocs de bois est de 12,022 kilogrammes.

Il faudrait donc diminuer le poids du pont de cette quantité pour que la cuve-pivot devînt en état de flotter.

Or, en supposant un écart de 5 tonnes provoqué par les variations atmosphériques, nous nous plaçons certainement dans des circonstances défavorables et en admettant qu'elles se réalisent, le pont fermé resterait encore appliqué en son milieu par un effort de $12{,}022^{k} - 5{,}000^{k} = 7{,}022^{k}$.

*Calage et décalage.* — Nous rappelons que les seuls appareils dont nous faisons usage pour caler le pont sont de simples coins installés sous les extrémités de la culasse et de la volée.

La manœuvre des coins ne donnera lieu à aucune difficulté, si nous commençons par détruire la pression que le pont exerce sur ces appareils : *Pour cela, il suffit de relever les extrémités de la culasse et de la volée de la quantité dont elles ont fléchi.*

Lorsqu'il s'agit d'un grand pont de 500 tonnes, présentant une rigidité convenable ; la flexion des longerons ne dépassera pas $0^{m},06$ ou $0^{m},07$. Dans les calculs qui vont suivre, nous admettons que le maximum de la flèche aux extrémités libres du pont est de $0^{m},07$. Dès lors, pour élever ou abaisser de cette quantité le flotteur et, par conséquent, le tablier, il faut ajouter au liquide contenu dans la cuve extérieure, ou soustraire de ce liquide, un volume égal à :

$$\frac{3{,}1415 \times \overline{12{,}70}^2}{4} \times 0{,}07 = 8^{m^3},867$$

Exposons comment nous avons résolu cette partie du problème.

Dans la cuve-pivot, nous avons installé quatre cylindres de $1^{m},25$ de diamètre, que l'on voit représentés en plan et dans les coupes. La course des pistons est

égale à $1^m,80$. Ces cylindres sont en communication avec la solution de chlorure de calcium et sont pleins de ce liquide lorsque le pont est *calé* ou *fermé*.

Pour *décaler* le pont, nous expulsons le liquide contenu dans les quatre grands cylindres, de sorte que le pont perd de son poids, et en outre le niveau du liquide, dans lequel il plonge, monte. Pour ces deux raisons, le tablier métallique s'élève, le pont se décale, flotte et on peut le tourner très facilement.

Pour *caler* le pont, on laisse rentrer le liquide dans les quatre grands cylindres ; le poids du pont augmente, tandis que le niveau du liquide dans lequel la cuve plonge, s'abaisse. Pour ces deux raisons, le tablier métallique et la cuve descendent, le pont se cale, cesse de flotter et la circulation sur le pont est rétablie.

Nous allons montrer comment on peut à volonté laisser rentrer le liquide dans les grands cylindres, ou l'en expulser.

Pour cela nous avons disposé dans l'axe de chaque grand cylindre, un cylindre de $0^m,18$ de diamètre et de même course : $1^m,80$. De plus, au centre de la cuve, nous avons placé un accumulateur d'eau à 6 atmosphères de pression. Le piston supporte, à sa partie supérieure, un plateau portant des guïdes et auquel est attaché un réservoir en tôle, terminé par un fond en fonte dans lequel on met le lest évalué à 7,636 kilogrammes.

Le piston est guidé dans son mouvement vertical par quatre colonnes formant glissières et des guides adaptés à la partie inférieure du réservoir en tôle. Un tuyau part du cylindre de l'accumulateur à 6 atmosphères pour distribuer l'eau sous pression dans les petits cylindres par l'intermédiaire d'un robinet à trois voies, d'où part également le tuyau pour l'échappement de l'eau sous pression, laquelle, après avoir servi

à décaler le pont, se rend dans un accumulateur à 3 1/2 atmosphères; d'où elle est reprise à un moment donné au moyen d'une petite pompe à bras *P* (fig. 3, pl. XIX) pour être foulée de nouveau dans l'accumulateur à 6 atmosphères de pression.

Il est à remarquer que le piston de l'accumulateur à 6 atmosphères ne pourra jamais dépasser la hauteur assignée à sa course, car lorsque cet accumulateur sera complètement chargé, celui de 3 1/2 atmosphères sera totalement vidé, et le pontonnier s'apercevra qu'il ne vient plus d'eau par le tuyau d'aspiration de la pompe.

La course de nos accumulateurs est égale à 2,28, de sorte que pour les positions limites des pistons (au bas et au sommet de leur course), la pression de l'eau varie de 4/10 d'atmosphère environ. Dans les calculs nous considérerons cette différence comme négligeable.

Démontrons maintenant que les dispositions projetées donnent un résultat pratique.

Nous avons admis que la flexion aux extrémités des longerons était de $0^m,07$. Or, la capacité des quatre grands cylindres dont le diamètre intérieur est $1^m,25$, la course : $1^m,80$, mesure

$$4 \times \frac{3,14 \times \overline{1,25}^2}{4} \times 1,80 = 8^{m3},84$$

ce qui représente précisément le volume nécessaire pour relever ou abaisser le pont d'une quantité égale à $0^m,07$.

De plus, la densité de la solution du chlorure de calcium que nous employons étant 1.36, ce volume représente en poids :

$$8,84 \times 1360 = 12022 \text{ kilogrammes.}$$

Donc, le pont ayant cessé de flotter, se trouvera appliqué sur l'appui du milieu par une force de

12,022 kilogrammes. Or, les circonstances atmosphériques ne peuvent réduire le poids du tablier de plus de 5 tonnes, donc le pont *fermé* et *calé* ne pourra jamais flotter.

Lorsqu'il s'agit de décaler le pont, l'eau sous pression de l'accumulateur à 6 atmosphères vient agir dans quatre cylindres de $0^m,18$ de diamètre intérieur, la course étant 1,80.

La puissance dont on dispose ainsi est :

$$4 \times \frac{3,14 \times \overline{0,18}^2}{4} \times 10330 \times 6 = 6310 \text{ kilogrammes.}$$

La plus grande résistance qu'il faut vaincre se calcule comme suit : la poussée maximum exercée par la solution de chlorure de calcium (fig. 1, pl. XIX)

$$4 \times 1360 \times \left(\frac{1,25}{2} + 0,14\right) \times \frac{3,14 \times \overline{1,25}^2}{4} = 5111 \text{ kilog.}$$

Le frottement du cuir embouti pour quatre garnitures de $0^m,02$ de hauteur, dans les cylindres de $0^m,18$ de diamètre (d'après Claudel) :

$$4 \times 3,14 \times 0,18 \times 0,02 \times 0,23 \times 10330 \times 6 = 644 \text{ kil.}$$

La pression étant 6 atmosphères, et 0,23 le coefficient du frottement pour des cuirs emboutis onctueux et mouillés d'eau. De même le frottement du cuir embouti pour quatre garnitures de $0^m,04$ de hauteur dans les cylindres de $1^m,25$ de diamètre est égal à :

$$4 \times 3,14 \times 1,25 \times 0,04 \times 0,23 \times \frac{1277}{1.23} = 149 \text{ kilogs,}$$

Le maximum de la pression par mètre carré étant $\frac{1277}{1,23}$

Le frottement de glissement des quatre pistons :

$$4 \times 357,5 \times 0,18 = 257 \text{ kilogs.}$$

Le poids d'un piston étant $357^k,5$, le coefficient de frottement : 0,18.

La résistance totale est donc :

$$5111^k + 644^k + 149^k + 257^k = 6161 \text{ kilogs.}$$

La puissance dont nous disposons est 6,310 kilogrammes, de sorte qu'elle dépasse la résistance de $6{,}310 - 6{,}161 = 149$ kilogrammes.

Nous pourrons donc aisément expulser le liquide des grands cylindres pour obtenir le *décalage* du pont.

Après le passage des bateaux il faut fermer le pont et le caler.

Nous allons démontrer que le *travail de la descente du pont au calage* est capable de refouler dans un accumulateur à 3 1/2 atmosphères, l'eau sous pression dont nous nous sommes servi pour obtenir le décalage.

La puissance devient maintenant la poussée minimum exercée par la solution de chlorure de calcium.

Elle vaut :

$$4 \times 1360 \times \left(\frac{1,25}{2} + 0,07\right) \frac{\times 3,14 \times \overline{1,25}^2}{4} = 4640 \text{ kil.}$$

Calculons la résistance qu'il faut vaincre ; elle résulte de l'action de l'eau sous pression à 3 1/2 atmosphères dans les cylindres de $0^m,18$ de diamètre :

$$4 \times \frac{3,14 \times \overline{0,18}^2}{4} \times 10330 \times 3,5 = 3679 \text{ kilogs.}$$

Le frottement du cuir embouti pour quatre garnitures de $0^m,02$ de hauteur dans les cylindres de $0^m,18$ de diamètre (d'après Claudel) :

$$4 \times 3,14 \times 0,18 \times 0,02 \times 0,23 \times 10330 \times 3,5 = 375 \text{ kil.}$$

La pression étant 3 1/2 atmosphères, et 0,23 le

coefficient pour des cuirs emboutis onctueux et mouillés d'eau.

De même, le frottement du cuir embouti, pour quatre garnitures de $0^m,04$ de hauteur dans les cylindres de $1^m,25$, est égal à

$$4 \times 3,14 \times 1,25 \times 0,04 \times 0,23 \times \frac{1160}{1,23} = 136 \text{ kilogs.}$$

La presssion par mètre carré étant $\frac{1160}{1,23}$.

Le frottement de glissement des quatre pistons : 257 kilogrammes.

La résistance totale est donc :

$$3679^k + 375^k + 136^k + 257^k = 4447 \text{ kilogs.}$$

La puissance dont nous disposons est 4,640 kilogrammes, de sorte qu'elle dépasse la résistance de 4,640 — 4,447 = 193 kilogrammes.

Ceci démontre que le seul travail fourni par le pont au calage permet de refouler dans un accumulateur à 3 1/2 atmosphères l'eau sous pression à 6 atmosphères dont nous avons fait usage pour obtenir le décalage du pont.

D'après ce qui précède, il est facile de reconnaître que le volume d'eau à 6 atmosphères de pression, nécessaire pour décaler le pont est égal à :

$$4 \times \frac{3,14 \times \overline{0,18}^2}{4} \times 1,80 = 0^{m3},1832.$$

Au calage ce volume rentre dans l'accumulateur à 3 1/2 atmosphères.

Le diamètre du piston de l'accumulateur à 6 atmosphères mesure $0^m,453$. La course est $2^m,28$. Le volume :

$$\frac{3,14 \times \overline{0,453}^2}{4} \times 2,28 = 0^{m3},3675,$$

soit deux fois le volume nécessaire pour faire un décalage du pont.

Le poids du piston avec la charge de lest doit être égal à :

$$\frac{3{,}14 \times \overline{0{,}453}^2}{4} \times 10330 \times 6 = 9989 \text{ kilogs.}$$

Le cylindre avec l'eau pèsent ensemble $1400^k{,}4$.

Le poids de l'accumulateur à 6 atmosphères est donc :

$$9989^k + 1400^k{,}4 = 11389^k{,}4.$$

En ce qui concerne l'accumulateur à 3 1/2 atmosphères, il se compose de quatre cylindres communiquant entre eux par la partie inférieure.

Le diamètre des pistons est $0^m{,}226$, la course $2^m{,}28$. Le volume :

$$4 \times \frac{3{,}14 \times \overline{0{,}226}^2}{4} \times 2{,}28 = 0^{m3}{,}366,$$

il a donc la même capacité que l'accumulateur à 6 atmosphères.

Le poids des pistons avec la charge de lest doit être égal à :

| | | |
|---|---|---|
| $4 \times \frac{3{,}14 \times \overline{0{,}316}^2}{4} \times 10330 \times 3{,}5 =$ | kil. | 5801,4 |
| Les cylindres pèsent . . . . . . . . | | 1660,7 |
| Le poids de l'accumulateur à 3 1/2 atmosphères est donc. . . . . . . . | kil. | 7462,1 |

Le travail nécessaire pour remplir l'accumulateur à 6 atmosphères au moyen de l'eau sous pression contenue dans l'accumulateur à 3 1/2 atmosphères est égal à

$$9989 \times 2{,}28 - 5801{,}4 \times 2{,}28 = 9548 \text{ kilogrammètres.}$$

En comptant que l'homme peut pendant plusieurs heures développer 9 kilogrammètres par seconde (ce que l'expérience confirme), il faut, pour remplir l'accumulateur à 6 atmosphères, un temps égal à

$$\frac{9548}{9 \times 60} = 17'40''.$$

En d'autres termes, pour disposer d'une somme de force motrice *capable de manœuvrer deux fois le pont*, l'homme doit pomper pendant 17'40".

En admettant qu'un grand pont de 500 tonnes soit manœuvré douze fois par jour, il faudrait que le pontonnier pompât au commencement de la journée et pendant les intervalles compris entre le passage des bateaux pendant un temps total égal à $17'40'' \times 6 = 1^{\text{heure}},46'$.

Il nous reste à exposer comment, dans la pratique, se feraient le décalage et le calage du pont.

On remarquera (fig. 1, 2 et 3, pl. XIX) que tous les cylindres de petit diamètre sont réunis au moyen d'un tube circulaire qui les met en communication, et sur lequel est monté le robinet à trois voies dont nous avons parlé plus haut. Ce robinet est commandé par le pontonnier au moyen d'une transmission et d'un levier figurés dans les dessins. La course du levier est limitée par deux petits taquets.

Dans la position que la coupe transversale indique, le pont est fermé, tous les grands cylindres sont remplis de liquide.

On veut décaler le pont, en d'autres termes expulser le liquide contenu dans les grands cylindres.

Pour cela, le pontonnier place le levier dans la position oblique n° 1 figurée dans la coupe longitudinale.

Le robinet est alors disposé comme le montre la figure 6.

L'eau sous pression passe de l'accumulateur à 6 atmosphères par le tuyau d'admission, se dirige dans

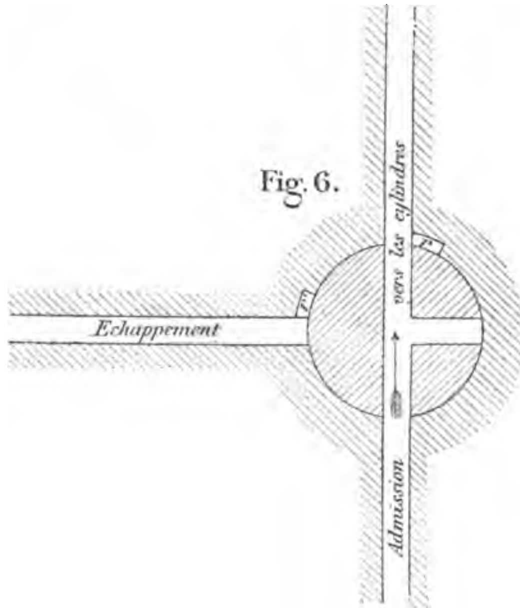


Fig. 6.

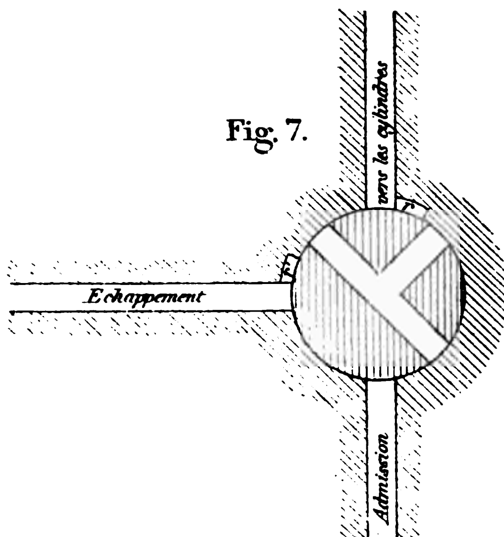
le tuyau circulaire qui réunit tous les petits cylindres, agit sur les pistons de ces derniers et expulse simultanément le liquide contenu dans les grands cylindres.

Arrivé à peu près à fond de course, le piston de l'un des cylindres de petit diamètre entraîne avec lui une tringle qui est en connexion avec le robinet à 3 voies : *R* (fig. 3, pl. XIX) et place le levier dans la position verticale.

Le robinet est alors disposé comme l'indique la figure 7.

Il se fait donc ainsi que l'admission et l'échappement sont automatiquement fermés. L'eau sous pression cesse d'arriver aux petits cylindres, mais elle ne peut pas encore s'échapper. Le pont reste décalé et flottant. On peut donc le tourner après avoir retiré les coins de leurs rainures.

Après le passage des bateaux on ferme le pont, on glisse les coins de calage dans leurs rainures, ce qui




se fait sans aucune difficulté puisque le tablier n'exerce aucune pression sur ces appareils. Puis on cale le pont en le faisant descendre sur ses appuis, tant aux extrémités que dans son milieu.

Pour cela le pontonnier fait occuper au levier la position n° 3 figurée dans la coupe longitudinale *CE* pl. XIX.

Le robinet est alors disposé comme l'indique la figure 8.

L'admission est fermée, l'échappement est ouvert ; l'eau sous pression quitte les petits cylindres pour se rendre par le tuyau d'échappement dans l'accumulateur à 3 1/2 atmosphères. Dans le corps du robinet il y a deux rainures *r* et *r'* afin d'obtenir un échappe-

ment graduel de l'eau sous pression des cylindres de petit diamètre, vers le tuyau d'échappement.

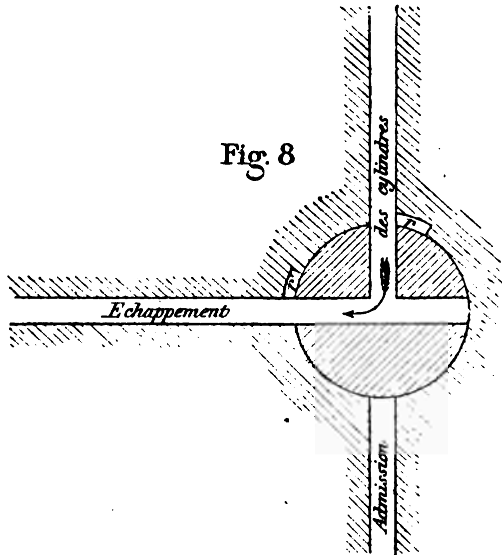


Fig. 8

Les pistons reculent par la pression du liquide extérieur et les grands cylindres se remplissent de nouveau. Le pont est fermé et calé.

Il ne sera pas sans intérêt de calculer le plus exactement possible quel serait le *temps nécessaire pour la manœuvre* d'un pont de 500 tonnes :

Nous supposons un pont symétrique de 30 mètres de rayon. Le tablier métallique, plus la cuve-pivot, les cylindres-réservoirs, les accumulateurs et le lest pèsent 581,500 kilogrammes.

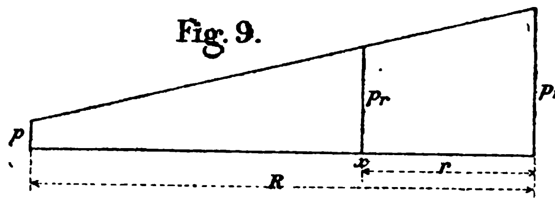
Imaginons la culasse rabattue sur la volée : le poids 581,500 kilogrammes n'est pas uniformément réparti suivant la longueur du pont.

Si nous tenons compte de la figure du lieu des moments fléchissants, et si nous observons que le lest

suspendu à la cuve-pivot, ainsi que le poids des accumulateurs, agissent exactement suivant l'axe du pont, nous arrivons à ce résultat que le poids au milieu est égal à six fois environ le poids à l'extrémité.

Pour simplifier les calculs nous admettrons que l'accroissement de poids ou de masse par unité de longueur a lieu d'une manière uniforme depuis l'extrémité du pont jusqu'au milieu, dans la proportion que nous venons d'indiquer.

Représentons par $p_1$ et $p_2$ les poids sur l'axe et à l'extrémité du pont ; $p_r$ le poids par unité de longueur en un point quelconque $x$, situé à la distance $r$ variable depuis $O$ jusque $R$.




Nous avons

$$p_1 = 6\, p_2$$

$$p_2 = p_2 + 5\, p_2 \left(\frac{R - r}{R}\right)$$

$$7\, p_2 \times \frac{R}{2} = 581500 \text{ kilogrammes.}$$

Soit $\omega$ la vitesse angulaire.

Pour que le pont puisse tourner en 2'30", ses extrémités doivent marcher avec une vitesse de :

$$\frac{3{,}1416 \times 60^{m},00}{4 \times 150} = 0^{m},31 \text{ par seconde.}$$

Pour faire passer le pont de l'état de repos à l'état

de mouvement uniforme avec vitesse à l'extrémité de $0^m,31$ par seconde, le travail à développer doit être égal au travail des résistances, plus $\frac{1}{2} \Sigma mv^2$, $m$ étant la masse au point de vitesse $v$.

Or, le travail des résistances est négligeable, car nous avons déjà montré que les frottements sont insignifiants, et que le couple résultant de l'action du vent pouvait être réduit ou détruit par une disposition convenable des longerons du pont.

Reste donc le travail nécessaire pour vaincre l'inertie :

$$\frac{1}{2} \Sigma m\bar{v}^2$$

Nous avons

$$\frac{1}{2} \Sigma mv^2 = \frac{1}{2} \int_0^R \frac{p_r\, dr}{g} \omega^2 r^2 = \frac{\omega^2}{2g} \int_0^R \left[ p_2 + \right. \cdots$$

$$\left. + 5\, p_2 \left( \frac{R - r}{R} \right) \right] r^2\, dr = \frac{\bar{\omega}^2}{2g} \left\{ 6\, p_2 \int_0^R r^2\, dr\, \frac{5\, p_2}{R} \right.$$

$$\int_0^R r^3\, dr = \frac{\overline{\omega R}^2}{2g} \times \frac{3}{4}\, p_2\, R = \frac{\overline{0,31}^2 \times 3 \times 581500 \times 2}{2 \times 9,81 \times 4 \times 7} =$$

$= 610$ kilogrammètres.

Si nous remarquons qu'un homme agissant sur un levier commandant des engrenages peut développer pendant quelques minutes 15 kilogrammètres par seconde, nous trouvons que le temps nécessaire pour faire passer le pont de l'état de repos à la vitesse uniforme de $0^m,31$ à son extrémité est de :

$$\frac{610}{15} = 40 \text{ secondes.}$$

Le chemin parcouru pendant ce temps est :

$$\frac{0,31}{2} \times 40 = 6^m,20$$

Il reste donc à franchir, pour achever la rotation du pont :

$$\frac{3.1415 \times 60}{4} - 6^{m},20 = 40^{m},92$$

En marchant à la vitesse de $0^{m},31$ par seconde, il faudrait donc encore :

$$\frac{40.92}{0.31} = 132 \text{ secondes.}$$

soit en tout $132'' + 40'' = 172''$ ou $2'52''$ pour tourner le pont.

En emmagasinant dans un butoir la puissance vive dont le pont est animé lorsqu'il arrive à la fin de sa course pour être fermé, on pourra utiliser ce travail lors du démarrage à l'ouverture du pont.

Cette circonstance nous permet de ne pas tenir compte du temps nécessaire pour ramener à zéro la vitesse de $0^{m},31$ dont le pont est animé pendant la rotation.

Quant aux mécanismes pour la manœuvre : crémaillère, roue et pignons, nous ne nous en occupons pas, attendu qu'ils ne présentent rien de nouveau sur ceux employés aujourd'hui.

Ce que nous venons de démontrer, c'est qu'un seul homme serait capable de tourner un grand pont de 500 tonnes en deux fois $2'52''$, soit $5'44''$.

Si on voulait obtenir une rotation plus rapide des ponts de très grande masse, on pourrait réaliser cette manœuvre mécaniquement en installant sur les parois du cylindre inférieur de la cuve-pivot deux hélices tournant dans la solution de chlorure de calcium et mises en mouvement au moyen de l'eau, sous pression des accumulateurs. Mais nous n'avons pas prévu cette installation dans les dessins, parce que le calcul que nous avons fait plus haut prouve qu'elle est inutile dans le cas qui nous occupe.

Quant au temps nécessaire pour produire le décalage et le calage, il dépend simplement de la manière dont on règle l'ouverture du robinet à trois voies. Il suffira vraisemblablement de quelques secondes pour expulser le liquide des grands cylindres, de même que pour le laisser rentrer dans ces réservoirs.

En résumé, il résulte de ce qui précède qu'en appliquant notre système à un pont de 500 tonnes, on arrive à une manœuvre facile et rapide avec le concours d'un seul agent.

***Evaluation de la dépense et comparaison avec le système de manœuvre par la pression hydraulique.*** — Dans certains cas, il sera possible d'amener le pont flottant monté sur sa cuve-pivot, jusqu'à l'emplacement où il doit être établi. Il faudrait évidemment prendre quelques précautions et tenir compte de ce que les calculs ont été faits dans l'hypothèse d'un liquide de densité 1,36, alors que le poids de l'eau est 1.

*Si le transport peut se faire par eau, il s'ensuivra une notable économie* dont nous ne voulons pas cependant tenir compte, parce que les circonstances ne permettront pas toujours de la réaliser.

Le coût des installations nécessaires pour la manœuvre d'un pont de 500 tonnes, par notre système est évalué comme suit : (Voir le métré et le détail estimatif annexé au mémoire).

| | | |
|---|---|---|
| I | La cuve-pivot en acier doux laminé et rivé . . . . . . . . . . fr. | 16,650-00 |
| II | La cuve-fixe en acier doux laminé et rivé. | 8,450-00 |
| III | Les cylindres-réservoirs en fonte . . | 2,080-82 |
| IV | L'accumulateur à 6 atmosphères de pression . . . . . . . . . . | 1,477-38 |
| V | L'accumulateur de 3 1/2 atmosphères de pression . . . . . . . . . | 1,508-21 |
| VI | Divers . . . . . . . . . . . . | 6,070-92 |
| | Total. . fr. | 34,237-33 |

Pour compléter l'estimation de la dépense nous devons ajouter à ce chiffre :

| | |
|---|---|
| Le capital dont les intérêts à 4 p. °/₀ représentent le salaire d'un pontonnier . fr. | 25,000-00 |
| Le capital dont les intérêts à 4 p. °/₀ représentent les frais d'entretien annuels. . | 5,000-00 |
| Total. . . fr. | 66,237-33 |

Dans l'hypothèse de la manœuvre d'un pont de 500 tonnes au moyen de la pression hydraulique, d'après le système employé actuellement, la dépense peut être évaluée comme suit :

Le pont est supposé établi dans un endroit où l'on ne dispose pas d'eau sous pression.

*La maison Armstrong de Newcastle* auprès de laquelle nous nous sommes renseigné, nous a fait connaître qu'elle fournirait tous les mécanismes nécessaires, comprenant ceux pour ouvrir et fermer le pont, l'accumulateur avec 6 chevaux de force, la machine et la chaudière, les pompes et les conduites d'eau, en supposant 300 mètres de distance entre le pont et les bâtiments pour la somme de. . . . . fr. 58,750-00

Si on employait le gaz au lieu de la vapeur, ce qui n'est pas toujours possible, ce chiffre serait réduit de 3,750 francs.

Nous tenons à signaler que le prix de 58,750 francs fixé par la maison Armstrong, pour manœuvrer un pont de 500 tonnes, est relativement bas. On en sera convaincu si l'on considère que cette maison a fait payer la somme de 70,750 francs pour les mécanismes, chaînes et rouleaux du pont roulant du Kattendijk qui ne pèse que

A reporter. . . fr. 58,750-00

| | |
|---|---|
| Report. . . fr. | 58,750-00 |
| 264 tonnes (sans le contrepoids) et alors qu'elle n'avait pas à établir les machines et l'accumulateur déjà installés par la ville d'Anvers. | |
| La maison anglaise nous signale, en outre, qu'il faudra, pour abriter l'accumulateur, un bâtiment mesurant intérieurement $3^m,25 \times 3^m,25$ et 12 mètres de hauteur. Cette construction, avec les fondations pour l'accumulateur coûterait . . . . | 5,000-00 |
| Il faut, en outre, un bâtiment pour les machines, il mesurerait intérieurement $7^m,50 \times 3^m,50$ et 4 mètres de hauteur. La dépense, en tenant compte des fondations pour les machines serait de . . . . | 8,000-00 |
| La machine et les pompes peuvent charger l'accumulateur en 8 minutes. Alors, ce dernier contient assez d'eau pour manœuvrer *une fois* le pont sans le secours de la machine. | |
| D'après les renseignements fournis par la maison Armstrong, la dépense en charbon serait de 1,500 kilogrammes par semaine, en supposant douze manœuvres du pont par jour. Il en résulterait une consommation annuelle de 78,000 kilogrammes à raison de 12 francs les 1,000 kilogrammes, ce qui donne une dépense de 936 francs, chiffre représentant les intérêts à 4 p. % d'un capital de . . . . . . . . . . | 23,400-00 |
| Le capital dont les intérêts à 4 p. % représentent les frais d'entretien annuels aux diverses installations, bâtiments, ma- | |
| A reporter. . . fr. | 90,150-00 |

| | |
|---|---|
| Report. . . fr. | 90,150-00 |
| chine, accumulateur, tuyauterie, les frais d'éclairage et de chauffage des locaux en hiver, etc. . . . . . . . . . . . . | 10,000-00 |
| Le tambour en tôle fixé aux entretoises centrales du pont, et maintenu verticalement par un jeu de galets, comme il existe aux ponts tournants sur le bassin à flot de Bordeaux : 7 tonnes de fer laminé à 300 francs la tonne . . . . . . . . . | 2,100-00 |
| Le cercle de galets . . . . . . . | 500-00 |
| Le piston portant le pivot sur lequel agit la pression hydraulique, le pivot et ses attaches . . . . . . . . . . . | 1,000-00 |
| Le capital, dont les intérêts à 4 p. % représentent le salaire d'un machiniste, en même temps chargé de veiller à la chaudière, aux pompes, à l'accumulateur, etc. | 37,500-00 |
| Le capital dont les intérêts à 4 % représentent le salaire d'un pontonnier . | 25,000-00 |
| Total. . . fr. | 166,250-00 |

La différence en faveur de notre système est donc de :

166,250-00 — 66,237-33 = fr. 100,012-67.

Nous faisons remarquer, que dans l'estimation que nous venons de faire, nous n'avons pas tenu compte de l'*économie réalisée dans les maçonneries* en appliquant notre système à la manœuvre d'un pont de 500 tonnes : deux culées ordinaires et une pile de 8$^{m}$,00 de diamètre suffisent, tandis que les ponts tournants du bassin à flot de Bordeaux, qui ne pèsent que 310 tonnes,

sont supportés par un mur de 10 mètres de largeur. Dans le sens de la longueur de ce mur sont installés les fourreaux, les pistons, les chaînes, etc., nécessaires pour la manœuvre.

Nous citerons aussi le pont de Boom, pour chemin de fer à deux voies. Il pèse 262 tonnes, et la pile-pivot mesure $8^{m},32$ de diamètre en couronne.

Au pont roulant du Kattendijk, les maçonneries ont dû être aménagées d'une façon spéciale, elles ont coûté fr. 89,837-91. Nous ne saurions fixer exactement quelle serait la différence en faveur de notre système ; mais nous croyons pouvoir dire en nous basant sur l'examen des plans, qu'elle serait très notable.

Quoi qu'il en soit, il résulte, des calculs que nous avons établis plus haut, que l'application de notre système à un pont de 500 tonnes permettrait de réaliser certainement un minimum d'économie évalué à 100,000 francs.

Si le pont est établi dans un port maritime où l'on dispose de l'eau à 50 ou 60 atmosphères de pression, rien n'empêcherait de s'en servir pour produire le décalage : on amènerait facilement cette eau sous pression par le centre de la cuve-pivot, jusqu'au robinet à trois voies, qui permettrait de la distribuer dans des cylindres dont le nombre et le diamètre seraient calculés pour la haute pression dont on ferait usage.

Alors on supprimerait les accumulateurs que nous avons installés dans la cuve-pivot et l'homme n'aurait plus à pomper pour produire de la force motrice.

Dans ce système on perdrait, il est vrai, à chaque manœuvre, l'eau sous pression nécessaire pour effectuer le décalage, mais comme elle est à une grande pression, il faudrait en dépenser très peu et la quantité perdue serait minime. Cela paraîtra évident quand nous aurons rappelé que nous ne consommons que $0^{ms},1832$

d'eau à 6 atmosphères de pression, pour produire le décalage d'un pont de 500 tonnes.

En employant de l'eau à 60 atmosphères, une trentaine de litres suffiraient vraisemblablement.

D'ailleurs, si on voulait réduire au minimum la perte de l'eau sous pression, il suffirait d'établir au centre de la cuve-pivot un *récupérateur*, mais nous estimons que cette installation est inutile, la perte de force motrice dans l'application de notre système étant insignifiante.

Au surplus, on trouvera dans la note de l'ingénieur L. Barret, insérée dans le Bulletin de la *Société scientifique et industrielle de Marseille* (année 1879) la description détaillée de l'appareil récupérateur et on saisira très facilement l'application qui pourrait en être faite dans le cas qui nous occupe.

*Pont de 80 tonnes.* — Lorsque le poids d'un pont atteint 80 tonnes, il n'est plus possible dans de bonnes conditions pratiques de le manœuvrer avec *un seul homme.*

Nous allons très sommairement faire l'application de notre système à un semblable pont, et calculer l'économie qui en résulterait.

Considérons un pont pour chemin de fer à double voie. La distance d'axe en axe des longerons est de 8 mètres. Les entretoises auraient $0^{m},80$ de hauteur, sauf au droit de la cuve-pivot, où cette hauteur serait réduite à $0^{m},30$, les semelles ayant une largeur plus grande.

Nous faisons l'hypothèse que le centre de gravité du tablier tombe à $0^{m},30$ en dessous de l'arête supérieure des entretoises.

Nous verrons, à propos du décalage et du calage, qu'il faut installer dans le flotteur quatre cylindres servant de réservoirs pour emmagasiner le liquide de la

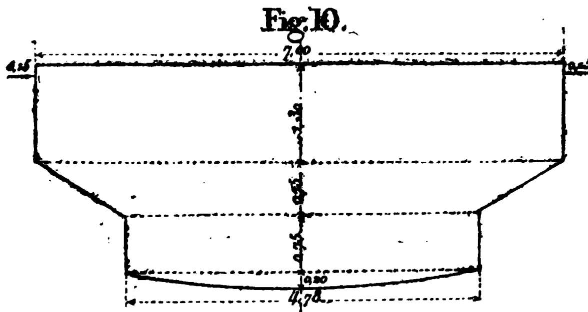
cuve extérieure et deux accumulateurs d'eau disposés concentriquement ; l'un à 4 et l'autre 2 1/4 atmosphères de pression.

*Flotteur en acier doux laminé constituant la cuve-pivot.* — Il nous paraîtrait peu intéressant de reproduire ici le métré détaillé des installations ; nous donnerons simplement le résultat de nos calculs :

| | kilogr. |
|---|---|
| Le fond et son entretoisement pèsent . . | 1,600 |
| Le reste du flotteur . . . . . . . . . | 6,400 |
| L'accumulateur à 4 atmosphères (lest et eau compris) . . . . . . . . . . . . | 4,200 |
| L'accumulateur à 2 1/4 atmosphères (lest compris) . . . . . . . . . . . . . | 3,200 |
| Les cylindres-réservoirs et les petits mécanismes . . . . . . . . . . . . | 1,600 |
| Le lest, formé de gueuses de fonte disposé dans le fond de la cuve-pivot . . . . . . | 12,000 |
| Par hypothèse le tablier métallique pèse . | 80,000 |
| On arrive ainsi à un poids total de. . . . | 109,000 |

qui exige un déplacement de 80 mètres cubes pour flotter dans une solution de chlorure de calcium dont la densité est 1.36.

Fig. 10.



Si nous admettons que le niveau de ce liquide doive rester à 0.15 en dessous de l'arête supérieure du flot-

teur, pour éviter le débordement pendant la manœuvre, il devient facile de calculer le volume immergé $V$ (fig. 10).

On trouve ainsi :

$$V = 3.1415 \left\{ \left( \frac{\overline{7.00}^2 \times 1.15}{4} \right) + \frac{0.75}{15} \left( \overline{7.00}^2 + \overline{4.78}^2 + \right. \right.$$

$$\left. + 7.00 \times 4.78 \right) + \left( \frac{\overline{4.78}^2 \times 0.75}{4} \right) + 0.20 \left( \frac{\overline{4.78}^2}{8} + \right.$$

$$\left. \left. + \frac{\overline{0.20}^2}{6} \right) \right\} = 80^{m3},19,$$

c'est exactement le volume exigé pour le déplacement dans le liquide que nous employons.

*Cuve extérieure en acier doux laminé.* — Le jeu entre le flotteur et sa cuve est de $0^m,10$. Elle serait formée de quatre anneaux de tôle et pèserait 4,800 kilogrammes.

*Equilibre stable du système.* — Dans la position la plus défavorable, au point de vue de l'équilibre stable du pont, le centre de gravité de l'accumulateur à 4 atmosphères est à 2 mètres au dessus de la tangente en $A$ (fig. 12) ; et le centre de gravité de l'accumulateur à 2 1/4 atmosphères tombe à 0,70 au dessus de cette droite.

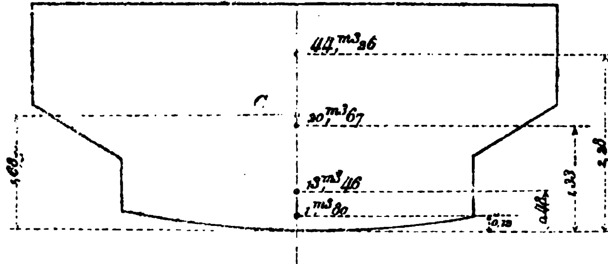
Nous allons démontrer que pour cette position la condition de l'équilibre stable est encore parfaitement assurée : pour cela, nous ferons voir que le centre de gravité de tout le système tombe en dessous du métacentre.

*Centre de carène ou de poussée.* — La distance inconnue $x$ du centre de carène $C$, au dessus de la tangente en $A$ est donnée par l'équation :

$$44^{m^3},26 \times 2,28 + 20^{m^3},67 \times 1,33 + 13^{m^3},46 \times 0,48 +$$
$$+ 1^{m^3},80 \times 0,12 = 80^{m^3},19 \times x.$$

D'où $x = 1^m,68$.

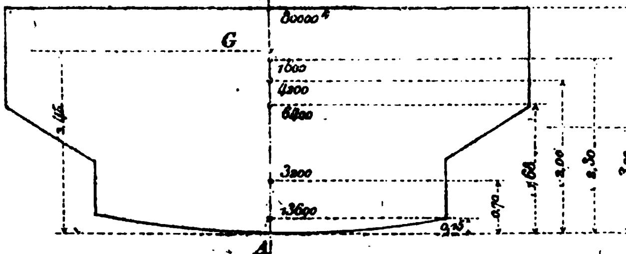
Fig. 11.




Donc le centre de carène est à $1^m,68$ au dessus de l'axe des moments.

*Centre de gravité.* — Une équation de moments, par rapport à la tangente en *A*, donne encore la distance inconnue $x$ du centre de gravité *G* de tout le système au dessus de cette droite (fig. 12).

Fig. 12




Nous trouvons :

$$80^t,000 \times 3,00 + 1^t,600 \times 2,30 + 4^t,200 \times 2,00 +$$
$$+ 6^t,400 \times 1,68 + 3^t,200 \times 0,70 + 13^t,600 \times 0,15 =$$
$$= 109^t,000 \times x.$$

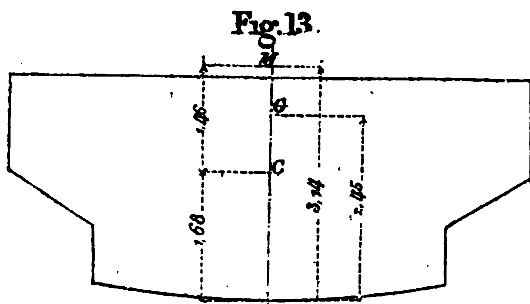
D'où $x = 2^m,45$.

Donc le centre de gravité de tout le système est, pour la position considérée, à $2^m,45$ au dessus de l'axe des moments.

*Métacentre.* — La distance qui sépare le centre de carène du métacentre est :

$$\zeta = \frac{I}{V} = \frac{0,0491 \times \overline{7.00}^4}{80,19} = 1^m,46.$$

Donc le métacentre *M* se trouve à $1^m,46$ au dessus du centre de carène, ou bien à $1^m,68 + 1^m,46 = 3^m,14$ au dessus de l'axe des moments (fig. 13).




Le centre de gravité de tout le système est à $2^m,45$ au dessus de ce même axe, par conséquent il tombe à $3^m,14 - 2,45 = 0,69$ en dessous du métacentre.

Il s'ensuit que l'équilibre stable du système est parfaitement assuré, même dans la position la plus défavorable.

On remarquera que nous sommes arrivés à ce résultat sans qu'il soit nécessaire de suspendre le lest dans la maçonnerie. On pourrait, à la rigueur, se contenter d'une stabilité notablement inférieure à celle que nous avons recherchée.

*Influence des variations dans le poids du tablier.* — En supposant un écart de 1,500 kilogrammes provoqué par les variations atmosphériques, nous nous

plaçons certainement dans des circonstances défavorables ; en admettant qu'elles se réalisent, le pont fermé resterait encore appliqué en son milieu par un effort de $2769^k - 1500^k = 1269$ kilogrammes.

Nous verrons, en effet, que lorsque le pont est calé, le poids du liquide, qui est entré dans les cylindres, est de 2769 kilogrammes.

*Calage et décalage.* — L'installation est analogue à celle déjà décrite à l'occasion d'un pont de 500 tonnes.

Nous supposons que la flexion maxima aux extrémités des longerons d'un pont de 80 tonnes ne peut pas dépasser $0^m,05$. Dès lors, pour élever ou abaisser de cette quantité le flotteur et par conséquent le tablier, il faut ajouter au liquide contenu dans la cuve extérieure, ou soustraire de ce liquide un volume égal à :

$$\frac{3{,}14 \times \overline{7.20}^2}{4} \times 0{,}05 = 2^{m^3},036.$$

Pour permettre le calage et le décalage du pont nous avons installé quatre grands cylindres de $1^m,00$ de diamètre intérieur. La course est de $0^m,648$.

La capacité des cylindres en question doit être égale au volume que nous venons de calculer :

$$4 \times \frac{3{,}14 \times \overline{1{,}00}^2}{4} \times 0{,}648 = 2^{m^3},036,$$

ce qui représente en poids : $2^{m^3},036 \times 1360 = 2769$ kilogrammes, comme nous avons dit plus haut.

Dans l'axe de chaque grand cylindre nous avons disposé un cylindre de $0^m,18$ de diamètre et de même course : 0,648.

De plus, au centre de la cuve-pivot se trouve un accumulateur d'eau à 4 atmosphères de pression, d'où part un tuyau qui distribue l'eau dans les petits cylin-

dres, par l'intermédiaire d'un robinet à trois voies. Après avoir servi à décaler le pont, l'eau sous pression se rend par un tuyau d'échappement dans un accumulateur à 2 1/4 atmosphères ; d'où elle est reprise au moyen d'une petite pompe à bras pour être foulée de nouveau dans l'accumulateur à 4 atmosphères de pression.

La puissance dont on dispose au décalage du pont est :

$$4 \times \frac{3,14 \times \overline{0,18}^2}{4} \times 10330 \times 4 = 4206 \text{ kilogrammes.}$$

La résistance se calcule comme suit :

La poussée maxima exercée par la solution de chlorure de calcium.

Kilog.

$$4 \times 1360 \left(\frac{1.00}{2} + 0,28\right) \times \frac{3,14 \times \overline{1,00}^2}{4} = \quad . \quad 3330$$

Les frottements des cuirs emboutis dans les cylindres de petit diamètre :

$$4 \times 3,14 \times 0,18 \times 0,02 \times 0,23 \times 10330 \times 4 = \quad 430$$

Dans les cylindres de grand diamètre :

$$4 \times 3,14 \times 1,00 \times 0,04 \times 0,23 \times \frac{832}{0.785} = \quad . \quad 122$$

Le frottement de glissement des pistons :

$4 \times 200 \times 0,18 =$. . . . . . . . . . . 144

Total. . . 4026

La puissance dépasse la résistance de $4206^k$ — — 4026 = 180 kilogrammes.

Au calage du pont, la puissance devient la poussée minima exercée par la solution de chlorure de calcium

$$4 \times 1360 \times \left(\frac{1.00}{2} + 0,23\right) \times \frac{3.14 \times \overline{1,00}^2}{4} = 3117 \text{ kil.}$$

Calculons la résistance :

Nous avons d'abord l'eau sous pression à 2 1/4 atmosphères dans les quatre cylindres de $0^m,18$ de diamètre :

Kilog.

$4 \times \frac{3,14 \times \overline{0,18}^2}{4} \times 10330 \times 2,25 =$ . . . 2366

Le frottement des cuirs emboutis :

Dans les cylindres de petit diamètre :

$4 \times 3,14 \times 0,18 \times 0,02 \times 0,23 \times 10330 \times 2.25 =$ 242

Dans les cylindres de grand diamètre :

$4 \times 3,14 \times 1,00 \times 0,04 \times 0,23 \times \frac{779}{0,785} =$ . 114

Le frottement de glissement des pistons. . 144

Total. . . 2866

La puissance dépasse la résistance de $3117^k$ — — 2866 = 251 kilogrammes.

Par conséquent, le *seul travail fourni par le pont au calage*, permet de refouler dans un accumulateur à 2 1/4 atmosphères l'eau sous pression à 4 atmosphères dont nous avons fait usage pour obtenir le décalage du pont.

D'après ce qui précède, il est facile de reconnaître que le volume d'eau à 4 atmosphères de pression, nécessaire pour *manœuvrer deux fois* le pont, est égal à :

$$2 \times 4 \times \frac{3,14 \times \overline{0,18}^2}{4} \times 0,648 = 0^{m^3},132.$$

Pour que l'accumulateur à 4 atmosphères soit capable de contenir ce volume, il faut donner au piston $0^m,34$ de diamètre. La course étant $1^m,46$.

L'accumulateur à 2 1/4 atmosphères présente la même capacité. Il se compose de quatre cylindres, dont

les pistons ont $0^m,19$ de diamètre, la course étant $1^m,17$.

Le poids du piston avec le lest sera, pour l'accumulateur à 4 atmosphères :

$$\frac{3,14 \times \overline{0,34}^2}{4} \times 10330 \times 4 = 3751 \text{ kilogrammes.}$$

Pour l'accumulateur à 2 1/4 atmosphères ce poids devient :

$$4 \times \frac{3,14 \times \overline{0,19}^2}{4} \times 10330 \times 2,25 = 2636 \text{ kilogrammes.}$$

Dès lors, le travail nécessaire pour remplir l'accumulateur à 4 atmosphères, au moyen de l'eau sous pression contenue dans l'accumulateur à 2 1/4 atmosphères se mesure comme suit :

$$3751 \times 1,46 - 2636 \times 1,17 = 2392 \text{ kilogrammètres.}$$

En comptant que l'homme peut développer 9 kilogrammètres par seconde, il faut, pour remplir l'accumulateur à 4 atmosphères, un temps égal à :

$$\frac{2392}{9 \times 60} = 4'25''.$$

En d'autres termes, *pour disposer d'une somme de force motrice capable de manœuvrer deux fois le pont, l'homme doit pomper pendant* 4'25".

En admettant qu'un pont de 80 tonnes soit manœuvré vingt-cinq fois par jour, le pontonnier n'aura pas à pomper durant *une heure* pendant les intervalles compris entre le passage des bateaux.

Quant au temps nécessaire pour faire une manœuvre complète du pont, nous estimons qu'il sera très court.

Le travail qu'il faudra développer pour vaincre l'inertie devient beaucoup moins considérable que dans le cas d'un pont de 500 tonnes. Les résistances dues

aux frottements sont sensiblement nulles, grâce à la grande stabilité de l'installation et au système de flotteur que nous proposons.

Nous rappelons ici ce que nous avons déjà dit plus haut à propos de la coupole de l'Observatoire de Nice : « Alors qu'il faut un effort de 200 kilogrammes pour la tourner sur ses galets, un effort de 3 kilogrammes suffit pour obtenir la rotation dans le même temps quand la manœuvre a lieu sur flotteur ».

*Évaluation de la dépense et comparaison avec le système en usage.* — La manœuvre, par notre système, d'un pont de 80 tonnes donne lieu aux dépenses suivantes :

| | |
|---|---|
| Le capital dont les intérêts à 4 p. % représentent le salaire d'un pontonnier . . . . . fr. | 25,000 00 |
| La cuve extérieure en acier doux laminé : 4,800 kilogrammes à fr. 0-50 . | 2,400 00 |
| La cuve-pivot en acier doux laminé : 8,000 kilogrammes à fr. 0-50 . . . . | 4,000 00 |
| Le lest formé de gueuses de fonte, placées dans le fond de la cuve-pivot : 12,000 kilogrammes à fr. 0-12 . . . | 1,440 00 |
| Le lest formé de déchets de fer et de fonte brute, placés sur les plateaux des accumulateurs : 5,000 kilogrammes à fr. 0-05. . . . . . . . . . . . | 250 00 |
| Les cylindres-réservoirs et les cylindres avec piston des accumulateurs : 2,987 kilogrammes à fr. 0-25 . . . . | 746 75 |
| La pompe, la tuyauterie et le robinet . | 300 00 |
| La solution de chlorure de calcium : 8 mètres cubes à fr. 39-50 le mètre . . | 316 00 |
| L'huile minérale russe, 10 kilogrammes à fr. 0-30 . . . . . . . . . . . . | 3 00 |
| Les galets-guides et le petit pivot-guide | 250 00 |
| Total. . . fr. | 34,705 75 |

Cette somme comprend le prix du lest et du liquide évalués à fr. 2,006-00, il est à remarquer que ce capital n'aura subi aucune dépréciation lorsque le pont sera mis hors d'usage.

Dans l'hypothèse où l'on manœuvrerait un pont de 80 tonnes, d'après le système employé actuellement, la dépense serait :

| | |
|---|---|
| Le capital, dont les intérêts à 4 p. % représentent le salaire de deux pontonniers . . . fr. | 50,000 00 |
| Un pivot ordinaire et ses attaches, le cercle de galets de roulement . . . . | 300 00 |
| Le diamètre de la pile serait 6 mètres, et la maçonnerie devrait s'élever jusque près de la semelle inférieure des longerons. En supposant que la pile ait 4 mètres de hauteur sous la cuve-pivot, il en résulte un accroissement de 77 mètres cubes de maçonnerie à 20 francs . . . . . . | 1,540 00 |
| Si on peut amener le pont *flottant*, on obtiendra une économie notable sur les frais de transport. Nous n'en tiendrons pas compte. | |
| La dépense totale serait donc . . fr. | 51,840 00 |

La différence en faveur de notre système : 51,840-00 — 34,705-75 = fr. 17,134-25.

C'est une économie qui mérite d'être prise en sérieuse considération, si l'on songe que les ponts de 80 tonnes se construisent fréquemment.

L'avantage est, il est vrai, beaucoup plus considérable lorsqu'on applique notre système à un pont de 500 tonnes, mais ces grands ouvrages se rencontrent rarement, peut-être en raison même de la dépense si élevée que leur manœuvre entraîne.

En terminant cette étude, nous ferons remarquer

qu'il serait aisé de faire l'application de notre système à des ponts dont le poids varie depuis 80 à 500 tonnes. La marche des calculs est toujours la même, et c'est uniquement pour ne pas tomber dans des redites que nous nous sommes borné à traiter les deux cas exposés dans cette notice.

Nous ajouterons que si on voulait appliquer notre système à des ponts de moins de 80 tonnes, pouvant, par conséquent, se manœuvrer par un seul homme, avec les moyens ordinairement employés, on serait amené à un accroissement de dépenses, mais on aurait en compensation une manœuvre *facile* et *rapide*, ce qui est, au point de vue de la circulation, un *desideratum* trop souvent peu ou mal réalisé.

---

## Métré et détail estimatif.

| DÉSIGNATION DES OUVRAGES ET DES FOURNITURES. | Quantités. | Prix de l'unité. | Sommes. |
|---|---|---|---|
| **I. — La cuve-pivot en acier doux laminé et rivé.** | | | |
| Le cylindre de $12^m,50$ de diamètre : | | | |
| $7800 \times 3{,}1415 \times 12.50 \times 2.00 \times 0.006.$ | 3,673 80 | | |
| Les recouvrements aux joints suivant les génératrices : | | | |
| $7800 \times 20 \times 2{,}00 \times 0{,}10 \times 0{,}06.$ | 187 20 | | |
| La partie tronc-conique; diamètres $12^m,50$ et $7^m,75$. | | | |
| $7800 \times 3.1415 \times 2.76 \times \left(\frac{12{,}50 + 7.75}{2}\right) \times 0.007.$ | 4,791 00 | | |
| Les recouvrements aux joints horizontaux : | | | |
| $7800 \times 3.1415 \times 10.92 \times 0.10 \times 0.007.$ | 187 22 | | |
| $7800 \times 3.1415 \times 9.33 \times 0.10 \times 0\ 007.$ | 159 96 | | |
| Les recouvrements aux joints suivant les génératrices : | | | |
| $7800 \times 2 \times 20 \times 0{,}97 \times 0.10 \times 0.007.$ | 211 85 | | |
| $7800 \times 20 \times 1.02 \times 0.10 \times 0.007.$ | 111 38 | | |
| Le cylindre de $7^m,75$ de diamètre : | | | |
| $7800 \times 3.1415 \times 7.75 \times 0.90 \times 0.007.$ | 1,195 82 | | |
| $7800 \times 3.1415 \times 7.75 \times 0.90 \times 0.008.$ | 1,366 65 | | |
| (Dans la hauteur : $0^m,90$ est compris le recouvrement du joint horizontal). | | | |
| Les recouvrements aux joints suivant les génératrices : | | | |
| $7800 \times 12 \times 0.90 \times 0.10 \times 0.007.$ | 58 97 | | |
| $7800 \times 12 \times 0.90 \times 0.10 \times 0.008.$ | 67 39 | | |
| Le fond de la cuve-pivot. | | | |
| La partie horizontale formant la surface d'appui supérieure : | | | |
| $7800 \times \frac{3.1415}{4} (\overline{7.75}^2 - \overline{6.27}^2) \times 0.008.$ | 1,016 93 | | |
| Les recouvrements aux joints suivant les rayons : | | | |
| $7800 \times 10 \times 1.00 \times 0.10 \times 0.008.$ | 62 40 | | |
| La partie horizontale formant la surface d'appui inférieure : | | | |
| $7800 \times \frac{3{,}1415}{4} \times (\overline{1.76}^2 - \overline{0.58}^2) \times 0.008.$ | 135 32 | | |
| Les recouvrements aux joints suivant les rayons : | | | |
| $7800 \times 2 \times 1.00 \times 0.10 \times 0.008.$ | 12 48 | | |
| A reporter. . . . | 13,238 37 | | |

| DÉSIGNATION DES OUVRAGES ET DES FOURNITURES. | Quantités. | Prix de l'unité. | Sommes. |
|---|---|---|---|
| Report. . . | 13,238 37 | | |
| La partie en forme de zone sphérique : 7800 × 2 × 3.1415 × 5.20 × 0.56 × 0.008. | 1,141 97 | | |
| Les recouvrements aux joints horizontaux : 7800 × 3.1415 × 0.10 × 0.008 × (5.80 + 4.08 + 2.30). | 238 65 | | |
| Les recouvrements aux joints suivant les génératrices : 7800 × 1.00 × 0.10 × 0.008 × (10 + 6). | 99 84 | | |
| Les tôles verticales formant l'encoche pratiquée dans le fond de la cuve : 7800 × 2 × 3.1415 × 0,58 × 0,45 × 0.01. | 127 91 | | |
| Les recouvrements aux joints suivant les génératrices : 7800 × 2 × 0,45 × 0.10 × 0.01. | 7 02 | | |
| Fer ⊓ nº 24 Cockerill, reliant le cylindre de 12ᵐ,50 de diamètre aux entretoises du pont (couvre-joints compris) : 41ᵐ,50 × 33 kilogrammes. | 1,369 50 | | |
| Cornières nº 1 Cockerill, reliant le cylindre de 12ᵐ,50 de diamètre aux entretoises du pont (couvre-joints compris) : 40ᵐ,50 × 15 kilogrammes. | 607 50 | | |
| Cornières nº 1 Cockerill, reliant le cylindre de 12ᵐ,50 de diamètre à la partie tronc-conique de la cuve (couvre-joints compris) : 40ᵐ,50 × 15 kilogrammes. | 607 50 | | |
| Cornières nº 1 Cockerill, reliant la partie tronc-conique au cylindre de 7ᵐ,75 de diamètre (couvre-joints compris) : 25ᵐ,35 × 15 kilogrammes. | 380 25 | | |
| Cornières nº 1 Cockerill, reliant le cylindre de 7ᵐ,75 de diamètre à la tôle du fond de la cuve (couvre-joints compris) : 25ᵐ,03 × 15 kilogrammes. | 375 50 | | |
| Cornières nº 1 Cockerill, reliant la cuve aux parois de l'encoche : 4 × 2,19 × 15 kilogrammes. | 131 40 | | |
| Les raidisseurs disposés suivant les rayons dans le fond de la cuve. Ames : $7800 \times 8 \times \left(\frac{0.52 + 0.36}{2}\right) \times 3.07 \times 0.008$. | 674 32 | | |
| Cornières nº 4 Cockerill : 8 × 14.00 × 10 kilogrammes. | 1,120 00 | | |
| A reporter. . . | 20,119 73 | | |

| DÉSIGNATION DES OUVRAGES ET DES FOURNITURES. | Quantités. | Prix de l'unité. | Sommes. |
|---|---|---|---|
| Report. . . | 20,119 73 | | |
| Les entretoises des raidisseurs. | | | |
| Ames : | | | |
| 7800 × 8 × 0.40 × 1.50 × 0.008. | 299 52 | | |
| Cornières nº 4 Cockerill : | | | |
| 8 × 6.85 × 10 kilogrammes. | 548 00 | | |
| Le cylindre de $6^m,75$ de diamètre : | | | |
| 7800 × 3.1415 × 6.75 × 0.90 × 0.006. | 893 37 | | |
| 7800 × 3.1415 × 6.75 × 0.95 × 0.006. | 943 00 | | |
| 7800 × 3 × 3.1415 × 6.75 × 0.95 × 0.007. | 3,300 49 | | |
| 7800 × 3.1415 × 6.75 × 0.90 × 0.008. | 1,190 97 | | |
| (Les recouvrements aux joints horizontaux sont compris dans la hauteur des tôles). | | | |
| Les recouvrements aux joints suivant les génératrices : | | | |
| 7800 × 12 × 0.90 × 0.10 × 0.006. | 50 54 | | |
| 7800 × 12 × 0.95 × 0.10 × 0.006. | 53 35 | | |
| 7800 × 3 × 12 × 0.95 × 0.10 × 0.007. | 186 73 | | |
| 7800 × 12 × 0.90 × 0.10 × 0.008. | 67 59 | | |
| Cornières nº 1 Cockerill, reliant le cylindre de $6^m,75$ de diamètre aux entretoises du pont (couvre-joints compris) : | | | |
| $44^m,50$ × 15 kilogrammes. | 667 50 | | |
| Cornières nº 1 Cockerill, reliant le cylindre de $6^m,75$ de diamètre au fond de la cuve (couvre-joints compris) : | | | |
| $44^m,50$ × 15 kilogrammes. | 667 50 | | |
| Assemblage des deux parois de la cuve-pivot. | | | |
| Fer T nº 18 Cockerill : | | | |
| 8 × 16,80 × 21 kilogrammes. | 2,822 40 | | |
| Petites barres des treillis : | | | |
| 7800 × 8 × 8 × 0.35 × 0.08 × 0.008. | 111 82 | | |
| Fourrures entre ces barres : | | | |
| 7800 × 8 × 8 × 0.08 × 0.08 × 0,012. | 38 34 | | |
| Fers ⊓ nº 21 Cockerill, supportant les cylindres-réservoirs : | | | |
| 4 × 2.30 × 18 kilogrammes. | 165 60 | | |
| Grandes barres des treillis : | | | |
| 7800 × 4 × 4.00 × 0.12 × 0.008. | 119 81 | | |
| 7800 × 4 × 8.00 × 0.12 × 0.008. | 239 62 | | |
| A reporter. . . | 32,485 68 | | |

| DÉSIGNATION DES OUVRAGES ET DES FOURNITURES. | Quantités. | Prix de l'unité. | Sommes. |
|---|---|---|---|
| Report. . . | 32,485 68 | | |
| Goussets : | | | |
| 8 × 32 kilogrammes. | 256 00 | | |
| Fers plats entretoisant les parois à leur partie supérieure. | | | |
| 7800 × 8 × 2.77 × 0.12 × 0.008. | 165 94 | | |
| Têtes de rivets, boulons, etc . . . . . . . . . . | 392 38 | | |
| Total du chapitre I. . . | 33,300 00 | 0 50 | 16,650 00 |
| **II. — La cuve fixe en acier doux laminé et rivé contenant le Ca Cl en dissolution dans l'eau.** | | | |
| Le cylindre de 12$^m$,70 de diamètre : | | | |
| 7800 × 2 × 3.1415 × 12$^m$,70 × 1.05 × 0,006. | 3,921 27 | | |
| (Dans la hauteur, 1$^m$,05 est compris le recouvrement au joint horizontal). | | | |
| Les recouvrements aux joints suivant les génératrices : | | | |
| 7800 × 2 × 20 × 1.05 × 0.10 × 0.006. | 196 56 | | |
| La partie tronc-conique, diamètres 12$^m$,70 et 7.95. | | | |
| $7800 \times 3.1415 \times 2.76 \times \left(\frac{12.70 + 7.95}{2}\right) \times 0.007.$ | 4,888 23 | | |
| Les recouvrements aux joints horizontaux : | | | |
| 7800 × 3.1415 × 11.32 × 0.10 × 0.007. | 194 22 | | |
| 7800 × 3.1415 × 9.73 × 0.10 × 0.007. | 166 92 | | |
| Les recouvrements aux joints suivant les génératrices : | | | |
| 7800 × 2 × 20 × 0.97 × 0.10 × 0.007. | 211 85 | | |
| 7800 × 20 × 1.02 × 0.10 × 0.007. | 110 29 | | |
| Le cylindre de 7$^m$,95 de diamètre : | | | |
| 7800 × 3.1415 × 7.95 × 0.98 × 0.007. | 1,336 63 | | |
| 7800 × 3.1415 × 7.95 × 0.98 × 0.008. | 1,527 58 | | |
| (Dans la hauteur, 0$^m$,98 est compris le recouvrement du joint horizontal). | | | |
| Les recouvrements aux joints suivant les génératrices : | | | |
| 7800 × 12 × 0.98 × 0.10 × 0.007. | 64 21 | | |
| 7800 × 12 × 0.98 × 0.10 × 0.008. | 73 38 | | |
| A reporter. . . | 12,691 14 | | |

| DÉSIGNATION DES OUVRAGES ET DES FOURNITURES. | Quantités. | Prix de l'unité. | Sommes. |
|---|---|---|---|
| Report. . . | 12,691 14 | | |
| Le fond de la cuve : | | | |
| $7800 \times \frac{3.1415}{4} \times (\overline{7.95}^2 - \overline{6.95}^2) \times 0.008.$ | 730 20 | | |
| Les recouvrements aux joints suivant les rayons : | | | |
| $7800 \times 10 \times 0.50 \times 0.10 \times 0.008.$ | 31 20 | | |
| Cornières n° 8 Cockerill, terminant à sa partie supérieure le cylindre de $12^m,70$ de diamètre (couvre-joints compris) : | | | |
| 42 mètres × 6 kilogrammes. | 252 00 | | |
| Cornières n° 1 Cockerill, reliant le cylindre de $12^m,70$ de diamètre à la partie tronc-conique (couvre-joints compris) : | | | |
| 42 mètres × 15 kilogrammes. | 630 00 | | |
| Cornières n° 1 Cockerill, reliant la partie tronc-conique au cylindre de $7^m,90$ de diamètre (couvre-joints compris) : | | | |
| $26^m,50$ × 15 kilogrammes. | 397 50 | | |
| Cornières n° 1 Cockerill, reliant le cylindre de $7^m,90$ de diamètre à la tôle du fond (couvre-joints compris). | | | |
| $26^m,50$ × 15 kilogrammes. | 397 50 | | |
| Plat de roulement au droit des galets. | | | |
| $7800 \times 3.1415 \times 12.70 \times 0.50 \times 0.01.$ | 1,556 10 | | |
| Têtes de rivets, boulons, doguets . . . . . . . . | 214 36 | | |
| Total du chapitre II. . . | 16,900 00 | 0 50 | 8,450 00 |
| **III. — Cylindres-réservoirs en fonte.** | | | |
| Pour un cylindre. | | | |
| Le corps du cylindre : | | | |
| $7200 \times \frac{3.1415}{4} \times (\overline{1.29}^2 - \overline{1.25}^2) \times 1.96.$ | 1,128 96 | | |
| Les rebords : | | | |
| $7200 \times \frac{3.1415}{4} (\overline{1.53}^2 - \overline{1.29}^2) \times 0.02.$ | 76 46 | | |
| $7200 \times \frac{3.1415}{4} (\overline{1.45}^2 - \overline{1.29}^2) \times 0.02.$ | 49 54 | | |
| Report. . . | 1,254 96 | | |

| DÉSIGNATION DES OUVRAGES ET DES FOURNITURES. | | Quantités. | Prix de l'unité. | Sommes. |
|---|---|---|---|---|
| Report. . . | | 1,254 96 | | |
| Le disque du piston : | | | | |
| $7200 \times \frac{3.1415}{4} \times \overline{1.25}^2 \times 0.110$ | 971 93 | | | |
| A déduire les évidements : | | | | |
| $7200 \times \frac{3.1415}{4} \left\{\begin{array}{l} (\overline{1.10}^2 - \overline{0.28}^2) \times 0.02 \\ (\overline{1.12}^2 - \overline{0.15}^2) \times 0.06 \\ (\overline{1.16}^2 - \overline{0.13}^2) \times 0.02 \\ (\overline{0.07}^2 \times 0.08) \\ (\overline{1.25}^2 - \overline{1.19}^2) \times 0.05 \end{array}\right\}$ | 702 00 | | | |
| Reste. . . | 269 93 | 269 93 | | |
| La tige du piston : | | | | |
| $7200 \times \frac{3.1415}{4} \times \overline{0.18}^2 \times 1.90.$ | 348 11 | | | |
| A déduire les évidements : | | | | |
| $7200 \times \frac{3.1415}{4} \left\{\begin{array}{l} (\overline{0.07}^2 \times 1.85) \\ (\overline{0.18}^2 - \overline{0.11}^2) \times 1.80 \\ (\overline{0.18}^2 - \overline{0.13}^2) \times 0.03 \end{array}\right\}$ | 260 52 | | | |
| Reste. . . | 87 59 | 87 59 | | |
| Le couvercle du cylindre-réservoir venu de fonte avec le cylindre de $0^m,18$ de diamètre intérieur : | | | | |
| $7200 \times \frac{3.1415}{4} \left\{\begin{array}{l} (\overline{1.45}^2 \times 0.02) \\ (\overline{0.46}^2 \times 0.02) \\ (\overline{0.22}^2 \times 1.86) \\ (\overline{0.26}^2 - \overline{0.22}^2) \times 0.08 \\ (\overline{0.38}^2 - \overline{0.22}^2) \times 0.02 \end{array}\right\}$ | 790 33 | | | |
| A déduire l'évidement : | | | | |
| $7200 \times \frac{3.1415}{4} \times \overline{0.18}^2 \times 1.90.$ | 348 11 | | | |
| Reste. . . | 442 22 | 442 22 | | |
| A reporter. . . | | 2,054 70 | | |

| DÉSIGNATION DES OUVRAGES ET DES FOURNITURES. | Quantités. | Prix de l'unité. | Sommes. |
|---|---|---|---|
| Report. . . | 2,054 70 | | |
| Le couvercle du cylindre de 0m,18 de diamètre intérieur : | | | |
| $7200 \times \frac{3.1415}{4} \times (\overline{0.38}^2 - \overline{0.06}^2) \times 0.02.$ | 15 92 | | |
| Ensemble pour un cylindre-réservoir . . . . . . . | 2,070 62 | | |
| Pour deux cylindres-réservoirs semblables . . . . | 4,144 24 | | |
| Le quatrième cylindre-réservoir . . . . . . . . . | | | |
| Le corps du cylindre et les rebords . . . . . . . . | 1,254 96 | | |
| Le disque du piston. . . . . . . . . . . . . | 269 93 | | |
| La tige du piston : | | | |
| $7200 \times \frac{3.1415}{4} \times \overline{0.18}^2 \times 2.16$ 395 75 | | | |
| A déduire les évidements : | | | |
| $7200 \times \frac{3.1415}{4} \left\{ \begin{array}{l} (\overline{0.02}^2 \times 2.11) \\ (\overline{0.18}^2 - \overline{0.11}^2) \times 2.00 \\ (\overline{9.12}^2 - \overline{0.15}^2) \times 0.03 \end{array} \right\}$ 297 57 | | | |
| Reste. . . 98 18 | 98 18 | | |
| Le couvercle du cylindre-réservoir venu de fonte avec le cylindre de 0.18 de diamètre intérieur. | | | |
| $7200 \times \frac{3.1415}{4} \left( \begin{array}{l} (\overline{1.45}^2 \times 0.02) \\ \left(\frac{1}{2} \times \overline{0.46}^2 \times 0.02\right) \\ \overline{0.22}^2 \times 2.12 \\ \frac{1}{2} (\overline{0.26}^2 - \overline{0.22}^2) \times 0.08 \\ (\overline{0.38}^2 \times \overline{0.22}^2) \times 0.02 \end{array} \right)$ 845 18 | | | |
| A déduire l'évidement. | | | |
| $7200 \times \frac{3.1415}{4} \times \overline{0.18}^2 \times 2.16$ 395 75 | | | |
| Reste. . . 449 43 | 449 43 | | |
| Le couvercle du cylindre de 0m,18 de diamètre intérieur : | | | |
| $7200 \times \frac{3.1415}{4} \times (\overline{0.38}^2 - \overline{0.06}^2) \times 0,02$ | 15 92 | | |
| Logement de la tringle et presse étoupe . . . . . | 20 00 | | |
| Total du chapitre III. . . | 8,323 28 | 0 25 | 2,080 82 |

| DÉSIGNATION DES OUVRAGES ET DES FOURNITURES. | Quantités. | Prix de l'unité. | Sommes. |
|---|---|---|---|
| **IV. — Accumulateur d'eau sous pression à six atmosphères.** | | | |
| ACIER DOUX LAMINÉ ET RIVÉ. | | | |
| Tôle extérieure du réservoir contenant le lest : | | | |
| $7800 \times 3.1415 \times 1.70 \times 2.84 \times 0.004$ | 473 26 | | |
| Tôle intérieure de ce réservoir : | | | |
| $7800 \times 3.1415 \times 0.76 \times 2.72 \times 0.004$ | 202 52 | | |
| Fer T raidisseur n° 28 Cockerill : | | | |
| $3.1415\,(1.70 + 0.76) \times 5$ kilogrammes. | 38 65 | | |
| Les tringles d'attache . . . . . . . . . . . . | 12 00 | | |
| Ensemble pour l'acier laminé. . . | 726 43 | 0 50 | 363 21 |
| FONTE. | | | |
| Le fond du réservoir contenant le lest. | | | |
| La partie horizontale : | | | |
| $7200 \times \frac{3.1415}{4} \times \left(\overline{1.69}^2 - \overline{0.68}^2\right) \times 0.02$ | 270 72 | | |
| Les rebords : | | | |
| $7200 \times 3.1415 \times 1.69 \times 0.12 \times 0.02$ | 91 75 | | |
| $7200 \times 3.1415 \times 0.68 \times 0.12 \times 0.02$ | 36 98 | | |
| Le croisillon placé à la partie supérieure du piston. | | | |
| Le plateau : | | | |
| $7200 \times \frac{3.1415}{4} \times \left\{\begin{matrix} (\overline{1.80}^2 \times 0.04) \\ (\overline{0.55}^2 - \overline{0.35}^2) \times 0.07 \\ (\overline{0.55}^2 - \overline{0.45}^2) \times 0.10 \end{matrix}\right\}$ 860 40 | | | |
| A déduire les évidements : | | | |
| $7200 \times 4 \times 0^{m}{}_{2}32 \times 0.05$ 460 80 | | | |
| Reste. . . 399 60 | 399 60 | | |
| Les nervures : | | | |
| $7200 \times 4 \times \left(\frac{0.13 + 0.17}{2}\right) \times 0.57 \times 0.04$ | 98 50 | | |
| Les pattes d'attache au réservoir en tôle : | | | |
| $7200 \times 4 \times 0.50 \times 0.13 \times 0.05$ | 93 60 | | |
| A reporter. . . | 991 15 | | 363 21 |

| DÉSIGNATION DES OUVRAGES ET DES FOURNITURES. | Quantités. | Prix de l'unité. | Sommes. |
|---|---|---|---|
| Report. . . | 991 15 | | 363 21 |
| Le piston : | | | |
| $7200 \times \frac{3.1415}{4} \times \left\{ \begin{array}{l} (\overline{0.453}^2 - \overline{0.413}^2) \times 2.60 \\ (\overline{0.453}^2 - \overline{0.373}^2) \times 0.10 \\ (\overline{0.373}^2 - \overline{0.293}^2) \times 0.07 \\ (\overline{0.453}^2 - \overline{0.16}^2) \times 0.03 \\ (\overline{0.453}^2 \times 0.03) \\ (\overline{0.16}^2 \times 0.015) \end{array} \right.$ | 635 28 | | |
| Le support du cylindre : | | | |
| $7200 \times \frac{3.1415}{4} \times \left\{ \begin{array}{l} (\overline{0.90}^2 - \overline{0.47}^2) \times 0.02 \\ (\overline{0.51}^2 - \overline{0.47}^2) \times 0.16 \\ (\overline{0.71}^2 - \overline{0.47}^2) \times 0.02 \end{array} \right.$ | 134 13 | | |
| Les nervures du support : | | | |
| $7200 \times 8 \times \left(\frac{0.20 + 0.10}{2}\right) \times 0.16 \times 0.03$ | 41 47 | | |
| Le cylindre. | | | |
| Les parois : | | | |
| $7200 \times \frac{3.1415}{4} \left\{ \begin{array}{l} (\overline{0.51}^2 - \overline{0.47}^2) \times 2.28 \\ (\overline{0.53}^2 - \overline{0.453}^2) \times 0.10 \\ (\overline{0.53}^2 - \overline{0.47}^2) \times 0.14 \\ (\overline{0.67}^2 - \overline{0.47}^2) \times 0.08 \end{array} \right.$ | 698 91 | | |
| Le fond : | | | |
| $7200 \times \frac{3.14}{4} \times \overline{0.71}^2 \times 0.12.$ | 57 01 | | |
| Les nervures : | | | |
| $7200 \times 8 \times \frac{0.10 \times 0.10}{2} \times 0.02.$ | 11 52 | | |
| Ensemble pour la fonte. . . | 2,569 47 | 0 25 | 642 37 |
| La garniture du piston en acier . . . . . . . . . | 90 00 | 1 00 | 90 00 |
| Le lest formé de déchets de fer ou de fonte brute. . . | 7,630 00 | 0 05 | 381 80 |
| Total du chapitre IV. . . | | | 1,477 38 |

| DÉSIGNATION DES OUVRAGES ET DES FOURNITURES. | Quantités. | Prix de l'unité. | Sommes. |
|---|---|---|---|
| **V. — Accumulateur d'eau sous pression à 3 1/2 atmosphères.** | | | |
| ACIER DOUX LAMINÉ ET RIVÉ. | | | |
| Pour un cylindre de l'accumulateur. | | | |
| Tôle protégeant le cylindre : $7800 \times 3.1415 \times 0.50 \times 2.20 \times 0.004.$ | 107 76 | | |
| Fers raidisseurs : $7800 \times 2 \times \frac{0.60 \times 0.60}{2} \times 0.004.$ | 11 23 | | |
| Cornières n° 8 Cockerill : $2 \times 2.20 \times 6$ kilogrammes. | 26 40 | | |
| Les tringles d'attache . . . . . . . . . . . . . | 8 00 | | |
| La tôle extérieure du réservoir contenant le lest : $7800 \times \frac{1}{5} \times 3.1415 \times 3.40 \times 0.50 \times 0.004.$ | 33 54 | | |
| La tôle extérieure du réservoir contenant le lest : $7800 \times \frac{1}{5} \times 3.1415 \times 2.50 \times 0.50 \times 0.004.$ | 24 50 | | |
| Ensemble pour l'acier laminé. . . | 211 43 | 0 50 | 105 71 |
| Pour trois systèmes semblables . . | 634 29 | 0 50 | 317 14 |
| FONTE. | | | |
| Le fond du réservoir contenant le lest : $7200 \times 0^{m^2},82 \times 0.01.$ | 59 04 | | |
| Les rebords : $7200 \times \frac{1}{5} \times 3.1415 \times 3.40 \times 0.09 \times 0.01.$ | 13 84 | | |
| $7200 \times \frac{1}{5} \times 3.1415 \times 2.50 \times 0.09 \times 0.01.$ | 10 18 | | |
| Le croisillon placé à la partie supérieure du piston. | | | |
| Le plateau : $7200 \times \frac{3.1415}{4} \times \begin{cases} \overline{0.60}^2 \times 0.04 \\ (\overline{0.29}^2 - \overline{0.17}^2) \times 0.08 \\ (\overline{0.29}^2 - \overline{0.23}^2) \times 0.08 \end{cases}$ | 120 38 | | |
| A reporter. . . | 203 44 | | 422 85 |

| DÉSIGNATION DES OUVRAGES ET DES FOURNITURES. | Quantités. | Prix de l'unité. | Sommes. |
|---|---|---|---|
| Report. . . | 203 44 | | 422 85 |
| Les nervures : $7200 \times 8 \times \frac{0.15 \times 0.16}{2} \times 0.02.$ | 13 82 | | |
| Le piston : $7200 \times \frac{3.1415}{4} \times \left\{ \begin{array}{l} (\overline{0.226}^2 - \overline{0.196}^2) \times 2.60 \\ (\overline{0.226}^2 - \overline{0.166}^2) \times 0.10 \\ (\overline{0.166}^2 - \overline{0.106}^2) \times 0.07 \\ (\overline{0.226}^2 - \overline{0.08}^2) \times 0.02 \\ (\overline{0.226}^2 \times 0.02) \\ (\overline{0.08}^2 \times 0.01) \end{array} \right\}$ | 217 00 | | |
| Le support du cylindre : $7200 \times \frac{3.1415}{4} \times \left\{ \begin{array}{l} (\overline{0.55}^2 \times 0.02) \\ (\overline{0.28}^2 - \overline{0.25}^2) \times 0.16 \\ (\overline{0.46}^2 - \overline{0.25}^2) \times 0.015 \end{array} \right\}$ | 61 55 | | |
| Les nervures du support : $7200 \times 8 \times \frac{0.16 \times 0.12}{2} \times 0.02.$ | 11 06 | | |
| Le cylindre. Les parois : $7200 \times \frac{3.1415}{4} \times \left\{ \begin{array}{l} (\overline{0.28}^2 - \overline{0.25}^2) \times 2.28 \\ (\overline{0.30}^2 - \overline{0.226}^2) \times 0.10 \\ (\overline{0.30}^2 - \overline{0.25}^2) \times 0.14 \\ (\overline{0.42}^2 - \overline{0.25}^2) \times 0.08 \\ (\overline{0.46}^2 - \overline{0.25}^2) \times 0.015 \end{array} \right\}$ | 312 96 | | |
| Les nervures du cylindre : $7200 \times 8 \times \frac{0.10 \times 0.10}{2} \times 0.015.$ | 4 60 | | |
| Ensemble pour la fonte. . . | 824 43 | 0 25 | 206 11 |
| Pour trois systèmes semblables . . . . . . . . . | 2,473 29 | 0 25 | 618 32 |
| Les garnitures en acier des quatre pistons. . . . . | 100 00 | 1 00 | 100 00 |
| Le lest formé de déchets de fer ou de fonte brute . . | 3,218 67 | 0 05 | 160 93 |
| Total pour le chapitre V. . . | | | 1,508 21 |

| DÉSIGNATION DES OUVRAGES ET DES FOURNITURES. | Quantités. | Prix de l'unité. | Sommes. |
|---|---|---|---|
| **VI — Divers.** | | | |
| FONTE. | | | |
| Les colonnes-guides des accumulateurs et leur entretoisement : | | | |
| $7200 \times 4 \times \frac{3.1415}{4} (\overline{0.15}^2 - \overline{0.12}^2) \times 6.40$ | 1,172 16 | | |
| Le pied avec le patin d'attache. $4 \times 40$ kilogrammes. | 160 00 | | |
| Le croisillon reliant les colonnes à leur partie supérieure. | | | |
| Le plateau. | | | |
| $7200 \times \frac{3.1415}{4} \times \overline{2.40}^2 \times 0.03$ — 977 16 | | | |
| A déduire les évidements. | | | |
| $7200 \times 4 \times 0^{m^2},80 \times 0.03$ — 691 20 | | | |
| Reste. . . 285 96 | 285 96 | | |
| Les nervures du croisillon. | | | |
| $7200 \times 4 \times \left(\frac{0.20 + 0.12}{2}\right) \times 1.00 \times 0.03$ | 138 24 | | |
| Ensemble pour les colonnes-guides. . . | 1,756 36 | 0 20 | 351 27 |
| La pompe, les deux petites consoles en fonte, les quatre manchons et le robinet. . . . . . . . . . . . . | 200 00 | 2 00 | 400 00 |
| Le plateau inférieur du réservoir pour lest, logé dans la maçonnerie de la pile : | | | |
| $7200 \times \frac{3.1415}{4} \times \overline{1.40}^2 \times 0\ 06$ | 665 02 | | |
| $7200 \times \frac{3\ 1415}{4} \times \overline{0.96}^2 \times 0.02$ | 104 23 | | |
| Le plateau supérieur de ce réservoir : | | | |
| $7200 \times \frac{3.1415}{4} (\overline{1\ 40}^2 - \overline{0.12}^2) \times 0.06$ | 660 13 | | |
| $7200 \times \frac{3.1415}{4} (\overline{0.32}^2 - \overline{0.12}^2) \times 0.14$ | 69 67 | | |
| Les nervures : | | | |
| $7200 \times 8 \times \frac{0.14 \times 0.40}{2} \times 0.06$ | 96 77 | | |
| | 1,595 82 | 0 20 | 319 16 |
| A reporter. . . | | | 1,070 43 |

| DÉSIGNATION DES OUVRAGES ET DES FOURNITURES. | Quantités. | Prix de l'unité. | Sommes. |
|---|---|---|---|
| Report. . . | | | 1,070 43 |
| ACIER DOUX LAMINÉ ET RIVÉ. | | | |
| La tôle constituant les parois latérales du réservoir pour lest logé dans la maçonnerie de la pile : | | | |
| $7800 \times 3.1415 \times 1.40 \times 0.01$ | 343 04 | | |
| Cornières n° 15 Cockerill reliant la tôle aux deux plateaux. | | | |
| $2 \times 3.1415 \times 1.40 \times 15$ kilogrammes. | 131 94 | | |
| Les grands plats pour l'assemblage des entretoises du pont avec la cuve-pivot. | | | |
| $7800 \times 15^{m^2},01 \times 0.008$ | 936 62 | | |
| Ensemble. . . | 1,411 60 | 0 50 | 705 80 |
| Les tuyaux pour la distribution de l'eau sous pression : diamètre intérieur : 30 millmètres, épaisseur des parois : 3 millimètres. | | | |
| $24^{m},50 \times 2^{k},41$ | 59 04 | | |
| Les tuyaux d'aspiration et de refoulement de la pompe : diamètre intérieur : 50 millimètres, épaisseur des parois : 3 millimètres. | | | |
| $15^{m},00 \times 3^{k},87$ | 58 05 | | |
| Les tuyaux reliant inférieurement les 4 cylindres de l'accumulateur à 3 1/2 atmosphères : diamètre intérieur : 80 millimètres, épaisseur des parois : 4 millimètres. | | | |
| $8^{m},50 \times 8^{k},18$ | 69 53 | | |
| Ensemble. . . | 186 62 | 1 50 | 279 93 |
| Les tuyaux en fonte logés dans la maçonnerie de la pile. | 2,304 kil. | 0 20 | 460 80 |
| ACIER COULÉ. | | | |
| La plaque dans laquelle est vissée la partie supérieure de la tige supportant le lest. | | | |
| $7800 \times \frac{3.1415}{4} (\overline{1.00}^2 - \overline{0.12}^2) \times 0.08$ | 483 03 | | |
| $7800 \times \frac{3.1415}{4} (\overline{0.45}^2 - \overline{0.12}^2) \times 0.10.$ | 115 23 | | |
| La tige supportant le lest : | | | |
| $7800 \times \frac{3.1415}{4} \times \overline{0.12}^2 \times 6.40.$ | 392 07 | | |
| A reporter. . . | 990 33 | | 2,516 93 |

| DÉSIGNATION DES OUVRAGES ET DES FOURNITURES. | Quantités. | Prix de l'unité. | Sommes. |
|---|---|---|---|
| Report. . . | 990 33 | | 2,516 93 |
| Les manchons et boulons d'assemblage. . . . . . | 40 00 | | |
| Les galets de roulement avec leurs axes et les plaques d'assemblage : | | | |
| 8 × 160. | 1,280 00 | | |
| Le pivot-guide, encastré dans la maçonnerie de la pile . | 1,700 00 | | |
| Ensemble. . . | 4,010 33 | 0 30 | 1,203 10 |
| Le lest formé de gueuses de fonte, placé dans le fond de la cuve-pivot. . . . . . . . . . . . . . . . | 2,197 00 | 0 12 | 263 64 |
| Le lest formé de déchets de fer ou de fonte brute, placé dans le réservoir logé dans la pile . . . . . . . . | 11,000 00 | 0 05 | 550 00 |
| Bois de chêne. | | | |
| Les pièces d'appui de la cuve-pivot lorsque le pont est calé. . . . . . . . . . . . . . . . . . . . | $0^{m3}$,36 | 250 00 | 90 00 |
| Chlorure de calcium. | | | |
| La solution de chlorure de calcium comptée au prix des usines Solvay. . . . . . . . . . . . . . . | $36^{m3}$,36 | 39 50 | 1,442 75 |
| Huile minérale russe . . . . . . . . . . . . | 15 kil. | 0 30 | 4 50 |
| Total pour le chapitre VI. . . | | | 6,070 92 |

# MÉLANGES

## IV. — Police des mines prussiennes.

Sous les dates des 6 et 12 octobre 1887, l'administration supérieure des mines de la Westphalie, dont le siège est à Dortmund, a rendu deux ordonnances de police concernant la sûreté des exploitations minérales de ce ressort.

Ces ordonnances, entrées en vigueur depuis le 1er janvier dernier, règlent d'une manière beaucoup plus précise les obligations imposées respectivement aux exploitants, à leurs agents et à leurs ouvriers par les ordonnances et instructions antérieures.

La nouvelle règlementation est visiblement le fruit d'une étude approfondie des circonstances dans lesquelles la plupart des accidents de mines se produisent et des moyens les plus efficaces pour les éviter. A ce titre, et dans un moment où chacun s'évertue à remédier à la situation plus ou moins précaire de nos ouvriers mineurs, elle mérite de fixer l'attention aussi bien des exploitants que des pouvoirs publics.

C'est ce qui nous a engagé à faire la traduction des documents dont il s'agit.

Nous croyons toutefois devoir signaler que le plus grand nombre des sociétés charbonnières de la Westphalie ont protesté auprès du ministre des travaux publics contre quelques-unes des dispositions des ordonnances des 6 et 12 octobre et que les divers organes chargés de la défense de leurs intérêts ont publié une série d'articles pour en faire ressortir les conséquences fâcheuses tant au point de vue de la prospérité de l'industrie houillère que de la sûreté même des exploitations.

Ces articles tendent à prouver que si toutes les prescriptions nouvelles devaient recevoir une exécution stricte, la plupart des mines de la Westphalie seraient obligées de suspendre très prochainement leurs extractions et que leur mauvaise situation financière ne permettrait pas à beaucoup d'entre elles de satisfaire aux exigences de l'administration

des mines; tout au moins devraient-elles renoncer à l'exploitation des veines de première qualité, la seule qui soit encore profitable en ce moment de crise industrielle.

Pour empêcher que l'ensemble des richesses minérales et le rendement moyen de l'ouvrier ne soient ainsi réduits dans de notables proportions, le gouvernement, tout en exerçant ses droits de haute police sur les mines, devrait, d'après les exploitants, se préoccuper davantage de la prospérité et de la sécurité du pays, qu'un épuisement prématuré de ses gisements houillers pourrait compromettre.

En dehors de ces considérations générales, un peu forcées sans doute pour les besoins de la cause, il en est d'autres, d'ordre technique, que les exploitants font valoir à l'encontre des nouveaux règlements. C'est ainsi, notamment, qu'ils représentent la prescription du § 16 de l'ordonnance du 12 octobre, concernant les volumes d'air à introduire dans les chantiers, comme irréalisable en pratique surtout lorsque les exploitations acquièrent un grand développement et que l'aérage est très divisé et ce à raison de la dépendance qui existe entre les courants partiels, de l'augmentation des pertes d'air résultant de l'avancement des travaux et des modifications incessantes que de fréquents changements dans la situation des chantiers en activité apportent dans la distribution de l'air.

Tout en reconnaissant que le maintien d'une répartition exacte, suivant une proportion donnée, de la quantité d'air jugée nécessaire pour une bonne ventilation ne soit guère possible, nous pensons qu'à l'aide d'une surveillance active et soutenue et de simples observations anémométriques souvent répétées, on parviendrait à fournir, aux divers chantiers, très approximativement les volumes d'air requis. Evidemment, les dispositions règlementaires critiquées ne peuvent avoir d'autre but et il n'est pas présumable que les exigences de l'administration aillent jamais au delà de ce qui est pratiquement réalisable.

Il est plutôt permis de supposer que les récriminations de beaucoup d'exploitants prennent leur source dans l'insuffisance des moyens d'aérage dont ils disposent et que cette insuffisance est attribuable au mauvais *tempérament* de leurs mines puisque, dans les nouveaux règlements, on a jugé nécessaire de prescrire des sections minimums pour les puits et galeries destinés à la circulation de l'air.

Dans cette hypothèse, on ne pourrait qu'applaudir aux efforts faits par l'administration pour améliorer les conditions d'aérage dans les

mines placées sous sa surveillance; ses récentes ordonnances seraient ainsi amplement justifiées.

Resterait à savoir si les volumes d'air exigés par minute, — 2 mètres cubes par ouvrier et 10 mètres cubes par tête de cheval, — et les dimensions à donner aux puits et galeries d'aérage ne sont pas exagérés. Or, il ne paraît pas que, sous ce rapport, les minimums fixés, conformes du reste à la plupart de ceux préconisés par la Commission du grisou, instituée par le gouvernement en 1885, ait fait l'objet d'aucune réclamation de la part des exploitants. Ces derniers se sont plutôt attachés à signaler l'écart assez sensible existant entre les ordonnances critiquées et les principes adoptés par cette commission. De ce point de vue, l'ordonnance rendue le 1er août 1887 par l'administration supérieure des mines du ressort de Bonn, qui n'est en quelque sorte que la codification de ces principes, leur paraît de beaucoup préférable.

Indépendamment d'une diminution assez sensible de la section de certaines galeries et du volume d'air exigé par tête de cheval, cette dernière ordonnance consacre, en effet, dans l'application de quelques-unes de ses prescriptions, des adoucissements ou des dérogations que les règlements sur les mines du ressort de Dortmund n'admettent pas.

A cet égard, les réclamations des exploitants des mines de la Westphalie ne paraissent pas sans fondement surtout si, comme ils l'assurent, leurs mines se trouvent, quant à l'abondance du grisou et des moyens de ventilation dont on y dispose, dans des conditions de sécurité aussi satisfaisantes que celles du ressort de Bonn.

A l'appui de cette affirmation, ils ont produit les données officielles suivantes :

| | | Proportion d'acide carbonique et d'hydrocarbures contenus dans l'air au sortir des mines. | Volume d'air introduit dans les mines par minute et par ouvrier. | | |
|---|---|---|---|---|---|
| | | | Minimum. | Maximum. | Moyenne générale. |
| | | P. % | m. c. | m. c. | m. c. |
| Ressort de Dortmund . . . | | 0.002 à 1,43 | 0.51 | 9.30 | 2.08 |
| Ressort de Bonn. | Mines de Saarbrucken | 0.50 à 1.46 | 0.72 | 8.46 | 1.60 |
| | Mines d'Aix-la-Chapelle . . . . . | 0.65 à 1.56 | | | |

Enfin, les exploitants des mines de la Westphalie ont présenté au gouvernement une observation qui mérite d'être prise en sérieuse considération parce qu'elle touche à la question si controversée de la responsabilité des patrons en cas d'accidents survenus dans les mines : « Tandis que les nouveaux règlements imposent aux agents de la surveillance et plus spécialement aux directeurs responsables des travaux, toute une série de devoirs quotidiens inutiles ou matériellement impossibles à remplir, ils ne restreignent en rien les agissements volontaires des ouvriers alors, cependant, que la statistique et l'expérience démontrent surabondamment que la plupart des accidents de mines sont causés par la négligence, l'imprudence ou la désobéissance de ces derniers. »

Pour apprécier la valeur des critiques que nous venons de rapporter en substance, il convient d'avoir sous les yeux le texte du nouveau règlement de police des mines du ressort de Bonn. C'est ce qui nous a engagé à en faire également la traduction.

J. v. S. T.

---

*Ordonnance de police du 6 octobre 1887, rendue par l'administration supérieure des mines à Dortmund, concernant la sûreté des personnes occupées dans les puits, les plans inclinés, les vallées* (descenderies), *les cheminées* (couloirs), *les galeries de roulage et à proximité des parties mouvantes des machines, des pompes et des chaudières à vapeur.*

En vertu des dispositions du § 197 de la loi générale sur les mines du 24 juin 1865, l'administration royale supérieure des mines soussignée ordonne ce qui suit (1), en ce qui concerne son ressort :

I. — Puits et puits a freins.

§ 1er. — L'accès des lieux et installations destinés au travail est interdit à toutes personnes qui n'y sont pas spécialement autorisées. Cette interdiction est portée à la connaissance de tous par un avis affiché à l'entrée.

§ 2. — Toute mine en activité doit avoir deux voies de sortie au moins (puits, areines, galeries, etc.), distantes l'une de l'autre de 20 mètres au moins sur toute l'étendue de leur parcours et accessibles de tous les points de la mine. Ces issues ne peuvent se trouver dans un même bâtiment.

Dans des cas spéciaux, l'administration supérieure des mines peut permettre des dérogations à cette règle et en fixer les conditions.

§ 3. — Le pas des bures servant à l'entrée de l'air sera constamment pourvu de moyens propres à empêcher, en cas d'incendie, la propagation du feu et la descente des fumées dans les puits.

A chaque siège d'extraction, on entretiendra, en outre, en bon état de fonctionnement, des appareils d'extinction, à moins que l'on n'y dispose de tuyaux où l'eau soit toujours sous une pression suffisante.

§ 4. — Les orifices et points d'accès des puits, des sous-puits, ainsi que des puits à freins et des élévateurs établis, tant à la surface qu'au

(1) Le § 197 autorise notamment les administrations supérieures des mines à rendre des ordonnances de police dans leurs ressorts respectifs en vue d'assurer : la sûreté des exploitations, la vie et la santé des ouvriers, la sûreté des personnes et la conservation des biens superficiaires. (Note du traducteur).

fond, seront solidement clôturés pour empêcher d'y tomber. Les clôtures seront disposées de manière que personne ne puisse y passer la tête ni, involontairement, aucune autre partie du corps.

§ 5. — Les chargeages de chacun des compartiments d'extraction doivent être munis d'une porte à coulisse, à manœuvrer par l'accrocheur, ou d'une porte à claire-voie que la cage d'extraction, à son passage, ouvre et referme automatiquement. On y placera, en outre, à $0^m,20$ au plus au dessus de la hauteur des chariots (*cuffats, berlaines, etc.*), une traverse en fer, solidement assujettie pendant toute la durée de l'extraction.

§ 6. — Durant le travail, les chargeages seront parfaitement éclairés au moyen de lampes spéciales ; cette prescription est applicable aux pas de bure lorsque la lumière du jour y est insuffisante. Les accrocheurs et décrocheurs aux puits seront choisis parmi les personnes sûres et expérimentées ; ils ne peuvent quitter leur place pendant toute la durée du poste.

Pour les exploitations peu importantes, l'ingénieur des mines du district pourra accorder, par écrit, la dispense de placer un accrocheur spécial à chaque chargeage.

§ 7. — A chaque puits et puits à frein servant à l'extraction, on fera usage de signaux mécaniques ou électriques faciles à transmettre et à comprendre par les personnes placées aux divers chargeages et à la recette au jour.

Il sera fait usage des signaux suivants :

Pour monter, un coup.

Pour arrêter, deux coups.

Pour descendre trois coups forts, distincts, et donnés à intervalles égaux.

Des tableaux, affichés à tous les chargeages et pas de bures, expliqueront la signification de ces signaux et de tous autres que le directeur des travaux jugera opportun d'établir.

Le machiniste ne peut recevoir les signaux que du décrocheur au pas de bure ou de celui placé à l'étage où se fait la recette.

§ 8. — L'usage des câbles pour la descente et la remonte du personnel n'est permis qu'avec l'autorisation expresse de l'administration supérieure des mines et sous réserve de la stricte observation des conditions spéciales qu'elle fixera dans chaque cas.

Les demandes en autorisation seront adressées à l'ingénieur des

mines du district et contiendront les renseignements énumérés aux annexes *A* et *B* joints au présent arrêté (1).

§ 9. — La descente et la remonte du personnel au moyen des câbles ne sont permises que dans les puits ou compartiments de puits habituellement destinés à cet usage. La circulation dans les autres puits ou compartiments de puits n'est permise qu'aux seules personnes chargées par le directeur des travaux de les visiter ou de les réparer.

§ 10. — Les ouvriers chargés de la réparation des puits doivent se garantir efficacement contre les chutes, à moins que des paliers de sûreté n'aient été installés dans ce but. L'usage des paliers suspendus n'est permis qu'en suite d'une autorisation préalable délivrée par l'ingénieur des mines du district, conformément aux instructions jointes à la présente ordonnance. (Voir annexe *C*).

§ 11. — Lorsque le compartiment réservé pour la circulation des ouvriers est adjacent à d'autres compartiments, il sera séparé de ceux servant à l'extraction par des cloisons hermétiques et, des autres, par des cloisons suffisamment fermées pour s'opposer au passage de la tête. Les portes pratiquées dans ces cloisons doivent être maintenues parfaitement closes pendant l'extraction.

§ 12. — Les puits inclinés à plus de 70 degrés, servant à la circulation des ouvriers, seront pourvus de paliers de repos qui, dans les puits verticaux, ne peuvent être distants de plus de 8 mètres.

Il est loisible à l'ingénieur des mines du district d'autoriser des exceptions à cette règle.

§ 13. — Les échelles en bois auront leurs échelons mortaisés ; elles seront solidement assujetties et dépasseront de 1 mètre chaque palier, ainsi que le pas de bure, à moins que l'on n'y dispose de menottes répondant au même but.

§ 14. — Il est défendu de circuler sur les échelles chaussé de sabots ou pourvu d'outils. Le directeur des travaux peut, exceptionnellement, lever cette dernière défense lorsqu'il s'agit d'exécuter des travaux de réparation.

§ 15. — Le dépôt d'outils, de bois, de pierres ou d'autres objets détachés ne peut être toléré à proximité des puits ou des puits à freins que si leur chute accidentelle y est reconnue impossible.

(1) L'annexe *A* doit indiquer les dispositions adoptées et justifier la nécessité de l'emploi des câbles.

L'annexe *B* est le formulaire employé par l'administation pour autoriser l'emploi des câbles pour la translation des ouvriers.

§ 16. — Toute communication jugée nécessaire entre les parois opposées d'un puits doit être établie au moyen d'une galerie de contour.

## II. — Plans inclinés, cheminées et vallées.

§ 17. — Partout où une galerie de roulage rencontre un plan incliné, une cheminée (*couloir*) ou une vallée, on prendra des mesures (galeries de contour, cloisons, étançons d'arrêt) pour garantir les personnes contre toute atteinte des chariots et des contrepoids, ou contre la chute de tout autre objet.

§ 18. — Lors de l'ouverture de chantiers partant d'un plan incliné, d'une cheminée ou d'une vallée, on doit avoir soin de mettre le personnel de chacun de ces chantiers à l'abri de tout dommage qu'il pourrait éprouver par le travail dans des chantiers supérieurs.

§ 19. — Toute voie d'accès aux plans inclinés, cheminées et vallées en sera séparée par une barrière suffisamment solide et disposée de manière à empêcher que les chariots ne puissent passer par-dessous.

Celui qui ouvrira une barrière de l'espèce est tenu de la refermer avant de la quitter. Lorsque la pente des plans inclinés, des cheminées ou des vallées dépasse 30 degrés, on fixera en outre, à $0^m,20$ au plus au dessus de la hauteur des chariots, une barre de fer qui ne pourra être enlevée pendant la durée habituelle du transport.

§ 20.— Les ouvertures supérieures des montées et des descenderies doivent être garanties contre toute chute de personnes.

§ 21. — Les plans inclinés, cheminées et vallées servant à l'extraction doivent être pourvus de voies latérales ou de compartiments distincts où la circulation soit, en tous points, assurée et aussi commode que possible.

Ces compartiments seront suffisamment isolés de ceux de l'extraction pour que les personnes qui y circulent ne soient exposées à aucune lésion. Les portes établies éventuellement dans les cloisons de séparation resteront fermées pendant toute la durée de l'extraction.

A défaut des dispositions qui précèdent, le parcours des plans inclinés servant à l'extraction ne peut avoir lieu sans une autorisation spéciale de l'administration supérieure des mines qui délivrera à cet effet un rescrit suivant le formulaire (annexe *D*) joint à la présente ordonnance.

§ 22. — Les employés de la mine et les personnes chargées de la

surveillance et de l'entretien du boisage ne peuvent parcourir les parties des plans inclinés réservées à l'extraction qu'après s'être assurés du serrement du frein; celui-ci ne peut être desserré avant que le freineur les ait avertis qu'il a perçu le signal convenu d'avance avec eux.

§ 23. — Il est défendu, au surplus, de circuler dans les compartiments des plans inclinés, des vallées et des cheminées (notamment dans ces derniers lorsqu'il s'y trouve du charbon, du minerai ou des pierres), réservés à l'extraction et de se servir à cette fin des cages, des chariots ou des contrepoids; il est de même défendu d'y introduire la tête ou toute autre partie du corps, lorsque, pendant l'extraction, on se trouve à l'un des accrochages de ces compartiments.

Il n'est fait d'exception à cette prescription que lorsqu'il s'agit de transporter des personnes atteintes de blessures graves.

§ 24. — Le replacement sur voie des plates-formes, des chariots ou des contrepoids déraillés, les modifications à opérer dans la charge de ces derniers et le raccourcissement ou l'allongement des câbles ne peuvent se faire avant que la suspension ou le calage des plates-formes, chariots ou contrepoids susdits soit bien assuré.

§ 25. — Les prescriptions du premier paragraphe de l'article 10 de la présente ordonnance sont applicables aux travaux à exécuter dans les plans inclinés, vallées et cheminées dont le pendage excède 30 degrés.

§ 26. — Tout plan incliné doit être pourvu d'appareils mécaniques ou électriques d'un effet assuré et qui, seuls, serviront à la transmission des signaux donnés, des divers points d'accrochage, soit vers le haut soit vers le bas.

A la tête et au pied de tout plan incliné il sera placé et maintenu en bon état d'entretien, bien en vue des accrocheurs et décrocheurs, un tableau explicatif des signaux arrêtés par le directeur des travaux.

§ 27. — La devanture des freins sera garantie, par un bâti solide, contre l'entraînement des cages, des chariots ou des contrepoids. On prendra, en outre, des dispositions pour empêcher que le freineur ne soit saisi par le câble pendant la marche du frein.

§ 28. — Tout frein sera solidement installé et pourvu d'un serrage automatique qui l'empêche de fonctionner avant que le freineur soulève le levier.

Le levier du frein doit rester libre; il ne peut être ni assujetti ni suspendu.

§ 29. — Pour autant que les mineurs ou les traîneurs ne remplissent pas eux-mêmes l'office de freineurs, cette dernière fonction doit être confiée exclusivement à des ouvriers sûrs, âgés de 21 ans au moins, aux ordres desquels on se conformera pour tout ce qui concerne la manœuvre du frein. Les freineurs seront placés commodément à côté des freins, de manière à pouvoir s'acquitter de leur tâche sans danger. Avant le travail du poste, ils s'assureront, par eux-mêmes, du bon fonctionnement du frein et du serrage parfait de ses sabots ou mâchoires.

§ 30. — Lorsque le freinage est exécuté par les mineurs mêmes, le frein sera disposé de manière qu'il puisse être manœuvré facilement de tous les points de l'accrochage et sans être obligé de fouler le plan incliné, à moins que la descente ne s'effectue avec des chariots à freins.

§ 31. — Lorsque les chariots sont accrochés directement au câble, l'accrochage doit s'effectuer avant qu'ils soient engagés sur les rails du plan incliné.

### III. — Galeries de roulage.

§ 32. — Les ponts mobiles, établis à la surface pour le service de l'extraction, seront pourvus d'un tablier fixé sur toute leur longueur et, en outre, de garde-fous, des deux côtés, dès que leur hauteur au dessus du sol atteint ou dépasse 2 mètres.

§ 33. — Dans les galeries où le traînage est fait par des personnes, celles-ci présenteront constamment leur luminaire dans la direction de leur marche.

§ 34. — Sur les voies de plus de 3 degrés de pente, les chariots seront enrayés à l'aide de moyens d'un effet certain.

§ 35. — Il est défendu d'employer dans les mines, en qualité de pousseurs de chariots (*traîneurs*) ou de conducteurs de chevaux des personnes n'ayant pas accompli leur 16e année.

§ 36. — Dans les voies de roulage par chevaux, le conducteur se tiendra constamment, sa lampe allumée, à côté ou devant le cheval.

Les conducteurs de chevaux ne peuvent prendre place que dans le chariot de tête des rames à vide; dans ce cas, ils auront les guides en mains et dirigeront leur luminaire du côté des personnes venant en sens opposé.

§ 37. — Le dernier chariot d'une rame traînée par des chevaux portera une lampe très éclairante.

§ 38. — Lorsqu'une galerie à voie ferrée, desservie par des chevaux,

est trop étroite pour que les personnes qui y circulent puissent se garer, il y sera établi des niches distantes de 30 mètres au plus les unes des autres.

§ 39. — Les chariots et les rames de chariots doivent être pourvus de leviers pour leur replacement sur voie en cas de déraillement.

§ 40. — Il est défendu de se faire transporter placé sur un chariot chargé; le transport à l'aide de chariots vides est interdit à toute personne non autorisée.

§ 41. — Le cheval ne peut être attelé à une rame avant que tous les chariots soient mis en file et accouplés.

§ 42. — La balance servant à fixer les traits doit être placée assez près du corps du cheval pour qu'elle ne puisse traîner sur le sol.

§ 43. — Dans les galeries de transport mécanique, il sera établi pour les signaux un système tel qu'ils puissent être transmis au machiniste d'un point quelconque de leur parcours.

La circulation dans ces galeries est interdite pendant le transport, à moins qu'il n'y soit ménagé un passage, séparé de la voie ferrée par une clôture.

Des lampes très éclairantes seront placées à l'avant et à l'arrière de chaque train de wagons chargés ou vides.

## IV. — Machines.

§ 44. — Un avis, portant défense d'entrer sans autorisation, doit être placé à chacune des portes des chambres des machines ainsi qu'aux halles des chaudières.

§ 45. — Les chambres des machines souterraines seront très bien éclairées pendant le travail. La même obligation est imposée pour les chambres des machines à la surface dès que la lumière du jour y est insuffisante.

§ 46. — Des mesures efficaces seront prises pour que les parties mobiles des machines en mouvement ne puissent atteindre les personnes circulant ou travaillant à proximité. (Clôtures, enveloppes, couvercles, etc.).

§ 47. — Toute personne occupée près des parties mouvantes d'une machine doit porter des vêtements bien serrants au corps.

§ 48. — Pendant le travail des machines, le nettoyage, le graissage et le fourbissage des organes rotatifs ainsi que le garnissage des boîtes

à bourrages des pompes sont interdits. Ces opérations ne peuvent s'effectuer que lorsque les machines sont arrêtées.

§ 49. — Chaque machine d'extraction doit être munie d'un engin d'enrayure ou d'un frein placé sur l'arbre des bobines, pouvant fonctionner aussi bien pendant le travail que pendant l'arrêt, et disposé de manière que le machiniste puisse, sans quitter sa place, le manœuvrer avec facilité et sûreté.

§ 50. — Les cabestans à bras ou à vapeur servant à l'installation des pompes ou à la descente d'autres pièces lourdes seront munies, indépendamment d'un frein, de deux déclics et d'un double engrenage (deux roues dentées et deux pignons pour le même engrenage).

§ 51. — Toute machine d'extraction doit être pourvue d'un indicateur permettant de constater, à chaque instant, d'une manière certaine et rapide, la position dans le puits des vases ou cages d'extraction.

§ 52. — Toute machine d'extraction doit être munie d'une sonnerie bien résonnante pour annoncer l'approche à la surface des cages ou des vases d'extraction dès que les bobines n'ont plus que deux tours à effectuer pour les amener au pas de bure.

§ 53. — La présente ordonnance de police entrera en vigueur le 1er janvier 1888(1).

Les infractions seront punies, conformément aux dispositions des §§ 207 et suivants de la loi générale sur les mines du 24 juin 1865, d'une amende pouvant s'élever à 150 marks, sans préjudice de peines plus fortes prévues par le Code pénal.

§ 54. — (Ce paragraphe rapporte un certain nombre d'ordonnances et d'instructions antérieures émanées de l'administration supérieure des mines à Dortmund).

Dortmund, le 6 octobre 1887.

(Signé) : *La Direction supérieure de l'administration royale des mines.*

**Annexe C.**

*Instructions pour l'exécution du* § 10 *de l'ordonnance de police du* 6 *octobre* 1887.

Le § 10 de l'ordonnance de police du 6 octobre 1887, exigeant pour l'emploi des paliers volants (*mobiles*) une autorisation préalable de

(1) L'administration supérieure des mines de Dortmund, statuant sur une réclamation des ouvriers du district de Gelsenkirchen, au sujet de la prescription du § 29 de la présente ordonnance concernant l'âge minimum des freineurs, a décidé, le 31 décembre 1887, que cette prescription ne recevra son exécution qu'à partir du 1er octobre 1888.

l'ingénieur des mines du district, nous arrêtons comme suit les conditions auxquelles cet emploi est subordonné :

§ 1er. — Tout palier volant représentera au moins quatre points de suspension (*d'attache*).

§ 2. — Indépendamment des quatre chaînes, cordes, etc., de support, il y en aura quatre autres de réserve, ballantes et d'égale longueur, pour empêcher que le palier ne bascule lorsque l'une des chaînes de suspension vient à se rompre.

§ 3. — Le palier volant sera construit de manière qu'aucune de ses parties ne subisse un effort supérieur au dixième de la charge de rupture.

§ 4. — Tout moteur servant à la manœuvre d'un palier volant doit être pourvu d'un mécanisme d'arrêt dont l'effet soit assuré.

§ 5. — Les dessins et descriptions des paliers volants doivent être soumis au préalable à l'ingénieur des mines du district. Ce fonctionnaire ne pourra autoriser l'emploi de ces paliers qu'après la preuve faite de la réalisation des conditions prescrites par le § 3.

§ 6. — Les chaînes, etc., de suspension des paliers volants seront reliées au câble d'extraction de manière à rendre impossible tout décrochage accidentel.

§ 7. — L'emploi de paliers volants hors de service depuis plus d'une année; de ceux qui seraient transférés d'un puits à un autre ou qui auraient subi quelque modification dans leur construction, est subordonné à une nouvelle autorisation de l'ingénieur des mines du district.

§ 8. — La translation des ouvriers au moyen des paliers volants est interdit. Les agents et ouvriers chargés d'exécuter les travaux dans les puits sont seuls autorisés à s'en servir.

§ 9. — L'autorisation de faire usage des paliers volants sera transcrite par l'ingénieur des mines du district dans le registre d'ordres et les dessins et descriptions de ces appareils seront visés par lui *ne varietur*.

Toute personne chargée de la surveillance des paliers volants, ou autorisée à s'en servir pour la circulation, recevra communication des dispositions du § 8 et assumera la tâche de les faire observer. L'accomplissement de cette prescription doit être consignée dans le registre d'ordres.

Dortmund, le 6 octobre 1887.

*L'Administration royale supérieure des mines,*

**Annexe D. — Formulaire.**

*Ordonnance spéciale de police pour la circulation sur les plans inclinés du puits..... de la mine de houille de..... près de..... dans le district minier de.....*

Les exploitants du charbonnage de...... près de...... dans le district minier de..... sont, par la présente, exemptés de l'obligation prévue au § 21 de l'ordonnance de police du 6 octobre 1887, de créer des communications latérales ou des compartiments distincts pour tous les plans inclinés ayant moins de 20 degrés de pente.

La circulation sur ces voies n'est toutefois autorisée que sous les conditions suivantes :

§ 1er. — Pendant l'extraction, on maintiendra à demeure un accrocheur au pied du plan incliné et un freineur près du frein. Quand l'extraction se prolongera au delà de la durée d'un poste, il sera pourvu au remplacement de ces ouvriers.

§ 2. — Les emplois d'accrocheur et de freineur ne peuvent être confiés qu'à des personnes parfaitement sûres, âgées de 21 ans au moins.

Avant leur entrée en fonctions, ces ouvriers seront renseignés comme tels dans le registre d'ordres par le directeur des travaux et rendus, par écrit, responsables de leur service.

§ 3. — Après que des ouvriers auront circulé sur le plan incliné pour se rendre à leur poste, l'accrocheur est tenu, avant la reprise du transport, de parcourir lui-même le plan incliné pour s'assurer qu'il ne s'y trouve plus personne.

Des signaux intelligibles, donnés par l'accrocheur, annonceront le commencement et la fin du service des transports. Ces signaux seront définis par le directeur des travaux, consignés dans le registre d'ordres et portés, par voie d'affiches, à la connaissance du personnel de la mine.

§ 4. — Pendant toute la durée de l'extraction, il est interdit de parcourir le plan incliné, sauf dans des cas exceptionnels; pour lors, l'accrocheur et le freineur ont à s'entendre avant que le premier puisse donner le signal :

« *Des hommes sur le plan incliné.* »

Ce signal est déterminé par le directeur des travaux, renseigné par lui dans le livre d'ordres et porté à la connaissance de tout le per-

sonnel au moyen d'affiches. C'est seulement après la transmission de ce signal que le parcours du plan incliné est permis.

Avant la reprise de l'extraction, l'accrocheur doit s'entendre à cet effet avec le freineur, à l'aide d'un signal de convention. Toutefois, avant de donner ce signal, toutes les personnes qui s'étaient engagées sur le plan incliné doivent l'avoir quitté.

§ 5. — Les contraventions aux prescriptions qui précèdent seront punies d'une amende pouvant s'élever jusqu'à 150 marks ou un emprisonnement correspondant, sans préjudice de peines plus fortes prévues par les lois en vigueur.

Dortmund, le......

*L'Administration royale supérieure des mines.*

*Ordonnance de police de l'administration supérieure des mines à Dortmund, du 12 octobre 1887, concernant l'aérage, le minage et l'éclairage dans les exploitations de charbon et de minerai de fer houiller.*

Vu le § 197 de la loi générale sur les mines du 25 juin 1865, l'administration supérieure des mines soussignée ordonne ce qui suit pour les établissements de son ressort :

§ 1er. — Toute exploitation de mines en activité ou en préparation sera aérée au moyen d'air frais, de telle sorte que les lampes d'éclairage brûlent convenablement, que la respiration ne subisse aucune gêne et que la vie ou la santé du personnel ne puisse être compromise ou éprouver quelque préjudice par suite d'une accumulation de gaz nuisibles ou d'une température trop élevée.

Pour autant que l'aérage naturel ne réalise pas ces conditions, on aura recours à des moyens de ventilation artificiels.

§ 2. — Les foyers de toute espèce, y compris ceux de locomotives, ne peuvent être installés sans l'assentiment de l'administration supérieure des mines ; leur mise en train doit être autorisée par l'ingénieur des mines du district.

§ 3. — Lorsque, dans une mine ou une partie de mine, la ventilation est suspendue ou a subi une perturbation essentielle ou lorsque l'état de l'atmosphère y est altéré d'une manière appréciable par des gaz nuisibles, on doit faire retirer le personnel du quartier et, le cas échéant, de tous les points de la mine. Des mesures seront prises immédiatement pour empêcher que l'on ne pénètre, sans autorisation, dans les travaux ainsi abandonnés.

§ 4. — Pour les mines dont les aérages communiquent, les directeurs sont tenus de se donner réciproquement avis des changements prévus au paragraphe précédent. Lorsque des changements de l'espèce seront faits à dessein, l'avis en sera donné d'avance, en temps utile.

§ 5. — Les exploitations inactives, de même que les travaux des anciens, doivent être ventilés, sinon l'on en empêchera l'accès au moyen de solides clôtures.

§ 6. — Tous les travaux dont l'aérage est suspect, doivent être visités et reconnus exempts de danger par des surveillants spéciaux,

trois heures au plus avant d'en permettre l'accès au personnel. L'entrée des travaux présumés défectueux sous le rapport de l'aérage, sera barrée au moyen de lattes posées en croix pour avertir du danger d'y pénétrer.

Il appartient au directeur responsable de définir les travaux dont l'aérage doit être considéré comme suspect et que les surveillants spéciaux ont à visiter avant d'en permettre l'accès au personnel. Cette définition, de même que les noms des surveillants et, éventuellement, les dispositions et les mesures prescrites dans l'occurence par les officiers des mines, sera consignée dans le registre d'ordres de la mine de telle sorte qu'il ne puisse subsister aucun doute sur la désignation de chacun des travaux dont il s'agit.

§ 7. — Les portes d'aérage fermeront automatiquement. Celles qui seraient momentanément hors d'usage seront détachées de leurs gonds. Partout où une fermeture hermétique sera reconnue nécessaire, comme aussi aux endroits où une porte essentielle pour la distribution de l'air est sujette à s'ouvrir trop fréquemment à raison de l'activité de la circulation, les portes seront installées en nombre double, triple au besoin, et suffisamment distantes les unes des autres pour que l'une d'elles soit toujours exactement close. Ces portes seront surveillées en cas de nécessité.

§ 8. — Tout ouvrier est tenu de signaler sans délai, au directeur ou à celui des agents préposés à la surveillance des travaux le plus proche, toute dégradation aux cloisons, portes ou conduits d'aérage qui parviendrait à sa connaissance.

§ 9. — Toutes les communications situées en deçà de celle destinée au passage du courant ventilateur, doivent être rendues étanches.

§ 10. — Sauf une autorisation expresse des agents préposés à la surveillance, il est interdit aux ouvriers d'interrompre le courant d'air totalement ou en partie, de mettre le feu à des gaz inflammables ou de déplacer volontairement les installations destinées à empêcher l'accès de travaux inactifs.

§ 11. — Le forage est de rigueur dès que l'on peut s'attendre à desserrer aux travaux des anciens ou à des travaux inaccessibles. Lorsqu'il s'agit de percer à des bains renfermés dans des puits souterrains et dans des travaux en défoncement ou autres, il en sera donné avis, en temps utile, à l'ingénieur des mines du district, afin qu'il puisse donner les ordres nécessaires pour prévenir les dangers à résulter,

éventuellement, de l'écoulement de gaz et d'eaux stagnants renfermés dans ces anciens travaux.

§ 12. — Pour la réparation en temps utile des travers-bancs et des galeries servant à l'aérage, on y conservera les voies ferrées existantes pendant toute la durée de cette destination.

§ 13. — Lors même que du grisou n'aurait pas encore été rencontré dans une mine de houille ou de minerai de fer houiller, le directeur responsable est tenu de surveiller attentivement les travaux sous le rapport du dégagement du gaz et de recourir, dans ce but, aux moyens propres à les faire découvrir d'une manière certaine.

Au directeur d'une mine de l'espèce incombe également l'obligation de surveiller avec soin les conditions de l'aérage; de prévoir, lors de l'ordonnance des travaux, et d'y maintenir, pendant leur exécution, surtout lorsqu'il s'agit de travaux préparatoires, une ventilation uniforme, réglée et suffisante et de prendre toujours, à cette fin, les mesures les mieux appropriées et les plus parfaites pour les circonstances présentes.

Aussitôt que du grisou se manifestera, même par de simples traces, il est prescrit d'en informer par écrit l'ingénieur des mines du district.

§ 14. — Sont considérées comme mines grisouteuses toutes celles dans les travaux desquels la présence du grisou aura été constatée.

Lorsqu'une mine comprend deux ou plusieurs quartiers, formant des exploitations indépendantes sous le rapport de la ventilation, de l'extraction et de la circulation des ouvriers, chacun de ces quartiers sera considéré comme une mine distincte.

Les prescriptions particulières suivantes (§§ 15 à 44) sont, en outre, applicables aux mines à grisou.

§ 15. — Des deux issues à la surface prescrites, d'autre part (1), pour les mines en général, l'une doit servir à l'entrée, l'autre à la sortie de l'air.

Toute dérogation à cette règle doit être soumise à l'approbation de l'administration supérieure des mines.

§ 16. — Dans toute mine ainsi que dans chacun de ses quartiers, il sera introduit par minute et pour chaque ouvrier y occupé 2 mètres

(1) Voir le règlement de police du 6 octobre 1887.

cubes au moins, et pour chaque cheval, au moins 10 mètres cubes d'air frais, le personnel de tous les chantiers souterrains étant supposé au complet.

L'administration supérieure des mines pourra, dans certains cas, prescrire des volumes d'air plus grands.

§ 17. — La force des appareils de ventilation doit toujours être suffisante pour fournir le volume d'air frais minimum prévu au paragraphe précédent, augmenté de 20 p. %, sauf les exceptions autorisées par l'administration supérieure des mines.

§ 18. — Les puits et les compartiments de puits servant à l'aérage, les royons ou conduits d'air, de même que les travers-bancs principaux auront une section libre de 3 mètres carrés au moins; les galeries principales de roulage, les communications et voies d'aérage en veine, une section libre de 2 mètres carrés au moins et les percées entre des galeries d'exploitation, une section libre de $1^m,50$ carré au moins. Des sections plus grandes pourront être exigées par ordonnance spéciale.

Toute dérogation au présent paragraphe est subordonnée à une autorisation expresse de l'administration supérieure des mines.

La substitution de trous de sonde aux percées d'aérage ne peut avoir lieu sans le consentement écrit de l'ingénieur des mines du district.

§ 19. — La ventilation sera réglée de manière que chaque étage — excepté celui qui sert au retour de l'air — soit alimenté avec de l'air frais n'ayant pas servi à l'aérage d'un étage inférieur et que, sauf dans les montages en creusement, le courant d'air y soit toujours dirigé ascensionnellement. Toute dérogation à cette règle doit être approuvée par l'administration supérieure des mines.

§ 20. — Les travers-bancs, les galeries principales et intermédiaires de roulage, de même que les voies d'aérage, doivent être exécutés par galeries jumelles, sinon on y établira des cloisons de manière à en former deux compartiments ayant chacun une section de 1 mètre carré au moins.

Lorsque les fronts d'attaque des galeries dont il s'agit dégageront du grisou, on établira de même des cloisons dans les galeries jumelles pour y faire passer le courant jusqu'à leur extrémité avant qu'il atteigne la dernière percée d'aérage. Dans ce cas, et en tant que les circonstances particulières le commandent et qu'il n'en peut résulter aucun danger, on est autorisé à se servir aussi à partir de la dernière

percée d'aérage jusqu'aux fronts des galeries, de toiles d'aérage ou de conduits présentant une section libre de $0^{m},25$ carrés au moins.

§ 21. — Les galeries dont il est question au paragraphe précédent ne peuvent être prolongées aux conditions prescrites que si les courants d'air qui les ont parcourues se rendent, par une communication spéciale, à la voie supérieure d'aérage et ne puissent pénétrer dans des chantiers en préparation ou en exploitation au même étage.

Avant que cette communication spéciale soit établie, l'ingénieur des mines du district peut autoriser exceptionnellement l'avancement de ces galeries à la condition que, pendant le poste, tout travail soit suspendu dans les chantiers aérés par le même courant.

§ 22. — Les plans inclinés et les montages à établir entre la galerie principale de roulage et les galeries supérieures de l'exploitation seront exécutés à l'aide de voies jumelles ou d'une cloison de séparation, sinon ils seront ventilés artificiellement; il en sera de même des descenderies dès que leur longueur dépasse 20 mètres.

A l'exception de la galerie jumelle servant à aérer la voie principale de roulage, aucune galerie d'allongement pour le service de l'exploitation ne peut partir d'un plan incliné ou d'un montage avant que ceux-ci soient mis en communication avec la galerie supérieure d'aérage de l'étage.

§ 23. — Toute galerie, conduite suivant la direction des couches, dont l'extrémité s'éloignera de plus de 20 mètres du courant d'air frais le plus proche, c'est-à-dire, de la dernière percée d'aérage, sera divisée par une cloison ou munie de canars ou conduits d'air, sinon elle devra être aérée artificiellement avec de l'air frais. L'administration se réserve la faculté de réduire cette distance en vertu d'une ordonnance spéciale.

L'usage de conduits d'air qui ne seraient pas actionnés directement par un ventilateur mécanique, est interdit. L'ingénieur du district peut, toutefois, l'autoriser exceptionnellement lorsque la section libre de ces conduits dépasse $0^{m},25$ carrés.

§ 24. — Les ventilateurs à bras devront être installés dans le courant d'air frais à proximité de la dernière percée d'aérage ; ils ne pourront fonctionner que par aspiration, sauf les exceptions énumérées ci-après.

Ces ventilateurs seront pourvus d'un tuyau de décharge, en communication directe avec le courant principal sortant, de manière à empé-

cher que l'air aspiré ne se mélange avec la partie de l'air frais destinée à l'assainissement des fronts de la galerie et de sa parallèle.

Les ventilateurs soufflants ne peuvent être employés qu'exceptionnellement; ils doivent être installés en deçà de la dernière percée d'aérage, c'est-à-dire du côté de l'arrivée du courant d'air frais.

Les ventilateurs à bras ne peuvent être employés qu'ensuite d'une autorisation spéciale du directeur responsable.

§ 25. — Tous les chantiers des mines à grisou sont soumis, sans exception, à la visite prescrite au § 6.

Les agents préposés à cette fin et ceux chargés, pendant le poste, de la surveillance générale ou spéciale de l'aérage, seront choisis parmi des personnes de confiance; dans les cas prévus au § 74 de la loi générale sur les mines, ces agents seront désignés par l'administration supérieure des mines.

En outre, pour s'assurer qu'il n'existe pas de grisou, les chefs de chantier sont tenus d'explorer les lieux que doivent occuper leurs compagnons aussi bien au début du travail que pendant le poste, notamment après une suspension du travail.

§ 26. — Si, au cours de ces explorations, le grisou se décèle dans un chantier, le travail y sera arrêté aussitôt, conformément aux prescriptions du § 6.

Le directeur des travaux, de même que le chef mineur du quartier ou son représentant, en sera immédiatement averti.

Après cet avertissement, le directeur est tenu de prendre, sans retard, les mesures réclamées par la situation, afin d'écarter tout danger et d'assurer l'assainissement du chantier menacé par l'apparition du grisou (§ 13).

Il est également tenu d'examiner et d'approuver ou de modifier les ordres qui pourraient avoir été donnés d'urgence par un autre agent de la surveillance.

Ses instructions en cette matière doivent toujours être données par écrit.

§ 27. — *a*. Le minage — en tant que les officiers des mines ne l'ont pas déjà complètement interdit, à raison de l'existence du grisou dans la mine, dans l'un de ses quartiers ou dans certaines couches — est défendu dans tout chantier de travail où un examen attentif avec la lampe de sûreté a fait constater la présence du grisou.

Cette défense s'applique à la fois à tous les lieux du voisinage, aérés

par le même courant, où des ouvriers sont occupés. Elle reste en vigueur jusqu'à ce que le directeur se soit assuré de l'exécution des mesures ordonnées et de l'absence de grisou dans les chantiers et lieux susdits.

Le minage au moyen de la poudre ordinaire ou d'autres explosifs lents, tels que la gélatine-dynamite et la gélatine explosive, est également interdit, même en l'absence de grisou, dans tout lieu où il se forme de la poussière de charbon fine et sèche reconnue susceptible de s'enflammer. Cette défense s'étend également aux lieux voisins de celui où la poussière se produit lorsqu'ils sont aérés par un même courant d'air.

Tous les ordres du directeur des travaux concernant le minage doivent être donnés par écrit ; de même que les mesures et ordonnances prises par les officiers des mines, ils seront inscrits dans le registre d'ordres de la mine et portés à la connaissance du personnel par des affiches et des lectures réitérées à intervalles convenables.

*b.* Avant de mettre le feu aux mines, il sera fait une visite minutieuse pour s'assurer que, jusqu'à la distance de 10 mètres, il n'existe ni grisou ni poussière fine et sèche de charbon susceptible de s'enflammer.

*c.* Dans les couches de houille ou de minerai de fer houiller, il est défendu de mettre le feu simultanément à deux ou plusieurs mines.

*d.* Le bourrage des mines avec du charbon est interdit : il ne peut s'effectuer qu'avec de l'eau ou de l'argile ; cette dernière matière doit être mise par la direction à la portée des ouvriers en qualité satisfaisante et en quantité suffisante.

*e.* Dans les exploitations et leurs subdivisions où le minage est interdit, les agents qui en ont la surveillance feront enlever les outils et les matières nécessaires à cette opération.

§ 28. — L'éclairage à feu nu est généralement défendu, sauf dans les puits, les compartiments de puits et les chargeages par lesquels l'air frais pénètre dans la mine.

On ne peut faire usage que de lampes de sûreté ou de lampes électriques à incandescence ; de ces dernières, seulement avec l'autorisation de l'administration des mines.

§ 29. — Les lampes de sûreté employées dans les mines doivent être munies d'une toile métallique de 144 mailles d'égale grandeur au centimètre carré et dont l'épaisseur des fils ne sera pas en dessous de $0^m,0003$, ni supérieure à $0^m,0004$.

Lorsque l'air pénètre dans la lampe par-dessous, à travers les ouver-

tures d'un anneau, celles-ci doivent être séparées de l'espace réservé à la combustion de la mèche par une toile métallique réunissant les conditions prémentionnées.

§ 30. — Les lampes de sûreté doivent être pourvues d'une fermeture qui empêche l'ouvrier de les ouvrir à l'aide de fausses clefs ou sans efforts violents et qui permette, en outre, de constater, le cas échéant, qu'elles ont été forcées.

§ 31. — Les lampes de sûreté sont fournies par la gérance de la mine; les ouvriers ne peuvent se servir de leurs propres lampes.

§ 32. — Les lampes de sûreté, bien fermées, sont distribuées aux ouvriers au moment de leur descente dans la mine; elles portent un numéro d'ordre permettant d'établir, en tout temps, l'identité de ceux auxquels elles ont été délivrées.

§ 33. — Des agents spéciaux seront désignés pour l'inspection, la distribution, la reprise et le contrôle des lampes. Ces agents, dont les noms doivent être inscrits au registre d'ordres de la mine, auront à faire preuve, devant l'ingénieur des mines du district, de leurs aptitudes pour les services qui leur sont confiés; ils sont responsables de l'état défectueux des lampes distribuées sous leur surveillance, notamment de celles dont le cylindre en verre serait fêlé, dont la toile métallique serait dégradée ou mal nettoyée ou qui ne seraient pas parfaitement ajustées dans toutes leurs parties.

En outre, chaque ouvrier est tenu d'examiner la lampe lorsqu'elle lui est remise et de la rendre aussitôt qu'il la reconnaît défectueuse.

§ 34. — Il est défendu aux ouvriers d'ouvrir leurs lampes ou d'être porteurs d'instruments pouvant servir à cette fin.

Les personnes préposées au contrôle de la distribution des lampes, de même que celles chargées du rallumage des lampes dans la mine (§ 35), sont tenues de signaler au directeur responsable, pour être réprimé, tout fait concernant l'ouverture des lampes qui parviendrait à leur connaissance.

§ 35. — En cas de danger d'explosion, on procèdera à l'extinction des lampes non en soufflant dessus, mais seulement en rentrant la mèche ou en enveloppant la lampe de manière à empêcher que l'air extérieur n'y pénètre.

Le rallumage des lampes de sûreté dans la mine ne peut s'effectuer qu'aux chargeages des puits d'entrée de l'air et par des personnes spécialement commissionnées à cette fin.

Les lampes de sûreté de réserve qui, pendant le poste, sont destinées à remplacer les lampes éteintes, seront conformes aux prescriptions du § 29.

§ 36. — Il est défendu de fumer dans la mine, d'y introduire des lampes à feu nu, des allumettes ou tous autres objets propres à faire du feu, hormis les briquets, les pierres pyromaques et l'amadou.

L'amadou destiné à l'allumage des mines ne doit avoir subi aucune préparation avec du salpêtre, du pulvérin ou avec toute autre matière qui en faciliterait la combustion.

§ 37. — Toute galerie, chantier d'abatage ou montage où, pendant toute la durée du poste, des ouvriers travaillent isolément, sera visité par un agent de la surveillance au moins deux fois pendant le poste.

§ 38. — Dans chaque galerie principale d'aérage, on fera les installations nécessaires pour mesurer la vitesse du courant d'air.

§ 39. — Sur la réquisition de l'ingénieur du district, les quantités d'air introduites dans chaque exploitation, ou en sortant, seront mesurées régulièrement, au fond et à la surface, à l'aide d'anémomètres et ce aux mêmes points et dans les mêmes intervalles de temps fixés par ce fonctionnaire.

Le résultat de ces mesures sera immédiatement consigné dans un journal.

§ 40. — Lorsque l'ingénieur du district le requiert, on observera régulièrement la pression barométrique et la température à la surface, ainsi que la température de certains travaux ou points déterminés de la mine.

Chacune de ces observations sera immédiatement consignée dans un journal.

§ 41. — Aucun ouvrier ne pourra travailler pendant plus de six heures de la journée dans des travaux souterrains, y compris les chambres des machines, où règnerait une température de 29 degrés centigrades ou une température plus haute.

§ 42. — Il est interdit de travailler à corps découvert.

§ 43. — Sur la réquisition des agents de l'administration des mines, il sera tenu :

1° Un plan d'aérage, pour une période de travail (campagne) déterminée, qui fera connaître les dispositions fondamentales de la ventilation ;

2° Un plan spécial d'aérage sur lequel figureront le courant d'air et les dispositions particulières adoptées pour sa marche.

§ 44. — Le directeur responsable des travaux est tenu d'avertir sans délai l'ingénieur du district de toute explosion de grisou ou de poussière de charbon survenue dans la mine, lors même qu'il n'en serait pas résulté de blessures.

§ 45. — Les propriétaires des mines de houille et de minerais de fer houiller actuellement en activité se conformeront aux prescriptions des §§ 15, 18, 19 et 21 dans le délai de un an et à celles des §§ 16 et 17 dans le délai de six mois à partir du jour de la mise en vigueur de la présente ordonnance.

§ 46. — Les contrevenants à la présente ordonnance de police seront punis d'une amende qui pourra atteindre 150 marks, conformément aux dispositions des §§ 208 et 209 de la loi générale sur les mines du 24 juin 1865, sans préjudice de peines plus fortes prévues par le Code pénal.

§ 47. — La présente ordonnance entrera en vigueur le 1er janvier 1888.

(Elle rapporte les ordonnances sur les mêmes matières portées antérieurement par l'administration royale supérieure des mines, ainsi que les ordonnances de police, au nombre de trente-trois, concernant spécialement un égal nombre de mines.)

Dortmund, le 12 octobre 1887.

(Signé) *L'administration royale supérieure des mines.*

---

*Ordonnance de police du 1er août 1887, rendue par l'administration supérieure des mines à Bonn, pour les mines à grisou de son ressort.*

Vu les §§ 196 et 197 de la loi générale sur les mines du 24 juin 1865, l'administration supérieure des mines soussignée ordonne ce qui suit, pour les mines à grisou de son ressort (1) :

I. — Dispositions générales.

§ 1er. — Les mines de houille où la présence du grisou s'est manifestée sont réputées mines à grisou et soumises comme telles aux dispositions spéciales de police suivantes.

Lorsqu'une mine comprend plusieurs quartiers indépendants les uns des autres sous le rapport de l'extraction et de l'aérage, chacun de ces quartiers sera considéré, au regard de la présente ordonnance, comme une mine distincte.

Il appartient à l'administration supérieure des mines de décider quels sont les mines et quartiers de mine qui doivent être rangés dans la catégorie des mines à grisou.

Elle décide de même s'il y a lieu d'appliquer la présente ordonnance lors de la création d'un nouveau charbonnage, les propriétaires de la mine entendus.

Le directeur responsable des travaux d'une mine réputée non grisouteuse est tenu d'informer immédiatement l'ingénieur des mines du district de toute apparition du grisou qui s'y produirait. Il en est de même pour toute explosion de gaz, qu'elle ait été suivie ou non suivie d'accident.

§ 2. — Toute mine à grisou doit être pourvue de deux issues séparées par un massif de terrain suffisamment résistant.

L'une de ces issues servira à l'entrée de l'air, l'autre à sa sortie.

Toute exception à cette règle doit être autorisée par l'administration supérieure des mines.

(1) Ce ressort comprend les bassins houillers d'Aix-la-Chapelle, de Düren et de Saarbrucken. (Note du traducteur).

## II. — De l'aérage.

§ 3. — Dans toute mine à grisou, il sera pris des dispositions pour y entretenir un aérage régulier; pour éviter, dans les circonstances ordinaires, toute accumulation de grisou dans les parties praticables de la mine et pour maintenir, dans les galeries et dans les chantiers de travail, une ventilation sans cesse suffisante.

Les exploitations trop développées seront réparties en quartiers distincts, indépendants les uns des autres sous le rapport de l'aérage.

Lorsque l'ingénieur des mines le requiert, il sera dressé pour les mines à grisou des plans spéciaux indiquant clairement les dispositions et la marche de l'aérage.

Le directeur des travaux est tenu de surveiller constamment les conditions d'aérage de la mine et d'avoir soin, lors de l'ordonnance et de l'exécution des travaux, d'établir et de maintenir partout une ventilation régulière et suffisante.

Les mesures d'urgence prises à cet effet par des agents subalternes ou des délégués chargés de la surveillance, seront examinées et expressément approuvées ou modifiées par lui.

En règle générale, le directeur des travaux est tenu de donner par écrit ses instructions en cette matière.

§ 4. — L'emploi exclusif de l'aérage naturel est interdit.

L'aérage exclusif au moyen de la cheminée des fourneaux des chaudières à vapeur n'est permis que temporairement, avec une autorisation spéciale de l'administration supérieure des mines.

L'emploi de fourneaux pour l'aérage n'est permis qu'autant que leur alimentation avec de l'air frais est assuré; que tout danger pouvant résulter de l'absence du chauffeur est écarté et que les gaz sortant de la mine ne peuvent s'enflammer au contact des produits de la combustion.

L'emploi de foyers découverts dans l'intérieur de la mine est défendu.

§ 5. — La quantité d'air frais à introduire par minute dans une mine à grisou est fixée à 2 mètres cubes par tête d'ouvrier et au quadruple pour chaque cheval, du poste le plus nombreux supposé au complet.

Les mines à grisou actuellement en activité, dont les travaux ne sont pas destinés à être sensiblement approfondis ou à s'étendre au moyen

de travers-bancs peuvent être dispensées, exceptionnellement, par l'administration supérieure des mines de se conformer à cette prescription. Quant à celles où la quantité d'air introduite est reconnue insuffisante, l'administration supérieure des mines fixera, pour chacune d'elles, un délai dans lequel les dispositions nécessaires pour produire le volume d'air prescrit devront être exécutées.

Dans chaque mine à grisou, il sera établi des stations pour la mesure des courants ventilateurs, suivant les indications des agents de l'administration des mines du district.

§ 6. — Les moteurs d'aérage doivent pouvoir développer, en tout temps, la force suffisante pour débiter le volume d'air minimum exigé, augmenté de 25 p. °/₀.

Sur la demande des propriétaires des mines, l'administration supérieure des mines pourra leur accorder des délais déterminés pour se conformer à cette prescription.

§ 7. — Les sections des galeries d'aérage doivent être telles que, pour une ventilation normale, la vitesse du courant ne dépasse pas, par minute, 240 mètres pour l'air entrant et 360 mètres pour l'air sortant.

Les voies principales d'aérage auront une section de 3 mètres carrés au moins; les autres, une section de 1 mètre carré au minimum.

§ 8. — L'air frais venant de la surface doit être dirigé par le chemin le plus court vers chacun des étages d'exploitation à aérer.

Les courants partiels qui alimenteront les divers chantiers de ces étages seront, en règle générale, conduits ascensionnellement, sauf les exceptions autorisées par l'administration supérieure des mines.

§ 9. — Le nombre des courants dérivés du courant principal sera limité de manière que l'air du dernier courant partiel soit encore suffisamment frais et pur pour assainir convenablement les chantiers auxquels il est destiné.

Tout courant d'air notablement vicié sera dirigé vers la sortie de la mine par la voie la plus directe, sans passer sur aucun chantier en activité.

§ 10. — Le creusement des puits, des travers-bancs et des galeries en veine s'exécutera en employant le système dit « *par ouvrages parallèles* » ou à l'aide de cloisons d'aérage.

Le steppement des galeries dites de niveau ne pourra, dans aucun cas, se trouver à plus de 20 mètres de la dernière percée d'aérage ou de l'extrémité de la cloison de séparation d'air. S'il s'y manifeste du

grisou, on établira également des cloisons dans les voies parallèles jusque près du front de travail.

Lorsque les circonstances l'exigent, et pour autant qu'il n'en peut résulter aucun danger, on pourra remplacer ces cloisons par des toiles, des canars ou tuyaux d'aérage d'une section suffisante.

En règle générale, la pente des voies dites chassantes ne dépassera pas 1 : 100.

Une ventilation spéciale assurera l'évacuation du grisou dans les montages.

Une ventilation spéciale sera établie de même dans les descenderies ou vallées dès que leur longueur dépasse 15 mètres.

Les ventilateurs à bras ne peuvent être mis en usage qu'en vertu d'un ordre ou avec l'autorisation du directeur des travaux. Ils seront toujours installés dans le courant d'air frais et disposés de manière que l'air à évacuer soit entraîné par le courant sortant sans pouvoir se mélanger avec l'air frais entrant.

Toute voie ou percée d'aérage devenue inutile pour la ventilation sera fermée de manière à empêcher tout passage d'air,

§ 11. — Les portes d'aérage doivent se fermer automatiquement; elles seront en nombre double au moins et disposées de manière que l'une d'elles soit toujours close lorsqu'une fermeture hermétique est jugée indispensable ou lorsqu'elles sont sujettes à s'ouvrir fréquemment par suite d'une circulation très active.

Les portes hors d'usage doivent être enlevées de leurs gonds.

§ 12. — Aucun changement ne peut être apporté dans les dispositions prises pour la distribution de l'air sans une autorisation spéciale du directeur des travaux.

Tout agent ou ouvrier qui constaterait quelque dégradation aux installations ou quelque irrégularité dans la marche de l'aérage est tenu d'en donner immédiatement connaissance au directeur des travaux ou à l'agent de la surveillance le plus proche.

Il est défendu de mettre volontairement le feu à des gaz inflammables.

§ 13. — Les travaux inactifs seront signalés comme tels par des indications faciles à reconnaître. Il est défendu d'y pénétrer sans autorisation.

§ 14. — Lorsque quelque partie de la mine sera envahie par du grisou provenant d'anciens travaux, on isolera ceux-ci ou l'on y établira une ventilation spéciale.

On exécutera des forages dans tout chantier qui s'approche d'anciens travaux ou de lieux soupçonnés renfermer du grisou.

§ 15. — L'accès des ouvriers dans les chantiers où le changement de poste ne s'effectue pas sur place, n'est permis qu'après que des personnes, spécialement chargées de ce soin, se seront assurées, au moyen de lampes de sûreté, de l'absence du grisou.

S'il résulte de leur examen que le courant d'air ne parvient pas à entraîner le gaz qui s'y est accumulé, le travail sera suspendu et des mesures seront prises immédiatement pour faire disparaître le danger.

Ces chantiers ne peuvent être remis en activité sans une autorisation spéciale du directeur des travaux.

§ 16. — En cas d'arrêt ou de perturbation importante de la ventilation, les travaux qui en sont affectés seront évacués et les ouvriers ne pourront y rentrer qu'après qu'une visite préalable aura fait constater qu'ils offrent toute sécurité.

Aussitôt qu'il se manifeste quelque danger dans un chantier, les ouvriers sont tenus d'y suspendre le travail, de s'en éloigner et de prévenir de l'événement leurs compagnons et les surveillants les plus proches.

Dans ce cas, il y aura lieu de procéder suivant ce qui est prescrit au § 15.

§ 17. — Aux étages ouverts au moyen d'une seule galerie principale ou de niveau, il ne peut être entrepris aucune galerie préparatoire à l'exploitation, notamment des galeries de traçage, ni aucune exploitation — hormis le cas d'aérages descendants autorisés — avant que ces étages aient été mis en communication avec un étage supérieur et soient alimentés par un courant d'air règlementaire.

§ 18. — Dans toute mine à grisou, une surveillance permanente de l'aérage sera exercée, dans son ensemble et dans ses détails, par des personnes sûres, principalement préposées à cette fin.

Les ingénieurs de district peuvent exiger que des agents spéciaux soient chargés de cette surveillance.

### III. — Du minage.

§ 19. — En tant que l'administration des mines ne l'a pas déjà prohibé dans la mine entière, dans l'un des quartiers ou dans l'une des couches, le minage est interdit en tout lieu où le grisou se décèle à la lampe de sûreté.

Cette défense s'applique également aux lieux voisins exempts de grisou. Elle reste en vigueur jusqu'après l'exécution des mesures prescrites pour faire cesser le danger (§ 15) et la certitude acquise par le directeur des travaux qu'il n'existe plus de grisou dans les lieux ci-dessus définis. Même en l'absence de grisou, il est interdit de miner dans les chantiers soit avec de la poudre ordinaire ou autres, soit avec des explosifs lents lorsqu'il s'y produit de la poussière de charbon reconnue susceptible de s'enflammer.

Cette interdiction est applicable aux autres chantiers aérés par le même courant ventilateur.

Dans tous les cas on doit s'assurer, avant le départ de chaque mine, qu'il n'existe aucune accumulation de grisou jusqu'à la distance de 10 mètres du fourneau.

Le bourrage des mines au moyen de charbon est interdit.

## IV. — De l'éclairage.

§ 20. — L'éclairage à feu nu est interdit dans les mines à grisou. Il ne peut y être fait usage que de lampes de sûreté.

L'emploi de lampes électriques est soumis à une autorisation spéciale de l'administration supérieure des mines.

Toutefois, il est permis de s'éclairer à feu nu dans les puits et chargeages servant d'entrée à l'air frais.

L'emploi de l'éclairage à feu nu dans les puits de sortie de l'air est subordonné à une autorisation spéciale de l'ingénieur de district.

§ 21. — La lampe de sûreté doit satisfaire aux conditions suivantes :

*a.* La fermeture de l'espace réservé à la combustion doit être telle qu'elle ne permet, avec l'air extérieur, aucune communication dont la section soit supérieure à un quart de millimètre carré.

*b.* Le tissu métallique sera formé de fils d'égale épaisseur ($0^m,00037$ à $0^m,00042$) et l'ouverture de ses mailles ne pourra dépasser un quart de millimètre carré.

*c.* La lampe sera construite de manière à présenter un assemblage parfait et assuré de toutes ses parties.

*d.* La lampe doit être pourvue d'une fermeture qui permette de constater pratiquement qu'elle a été ouverte et qui garantisse l'assemblage parfait de toutes ses parties.

En tant que les prescriptions qui précèdent nécessiteraient des chan-

gements aux lampes de sûreté actuellement en usage, ces changements devront être opérés dans les délais fixés par l'administration supérieure des mines.

§ 22. — Les lampes de sûreté sont fournies, conservées et entretenues par la gérance de la mine.

§ 23. — Il est défendu d'ouvrir les lampes dans l'intérieur de la mine sans une permission expresse des agents de la surveillance.

La remise en état des lampes éteintes ou hors de service ne peut s'effectuer dans la mine qu'en des lieux déterminés (cateries) et par des personnes sûres, particulièrement chargées de ce soin.

Cette prescription n'est pas applicable aux lampes que l'on peut rallumer sans les ouvrir.

Les cateries doivent être l'objet d'une surveillance constante.

§ 24. — Il est défendu d'introduire dans les mines à grisou du tabac à fumer, des pipes ou des objets servant à faire du feu, excepté des briquets, des pierres à feu et de l'amadou.

### V. — Instructions spéciales.

§ 25. — Des instructions spéciales seront données pour chaque mine à grisou par le propriétaire, son représentant ou par le directeur des travaux ; ces instructions concerneront :

1° La surveillance de l'aérage, la recherche du grisou dans les travaux, ainsi que les mesures à prendre lors de l'apparition de ce gaz ;

2° La surveillance du minage et les mesures de prudence à observer lorsque cette opération est permise ;

3° Le service des lampes de sûreté ;

4° Le mesurage :

*a*. Des volumes d'air ;

*b*. Des gaz nuisibles contenus dans l'air ;

*c*. De la pression barométrique ;

*d*. De la température.

Ces instructions spéciales, après homologation par l'administration supérieure des mines, seront portées à la connaissance du personnel par des lectures à haute voix et par des affiches apposées au siège des travaux.

Si, après due réquisition, ces instructions ne lui sont pas soumises, l'administration supérieure des mines les arrêtera d'office.

VI. — Dispositions finales.

§ 26. — Les contraventions à la présente ordonnance seront poursuivies et punies conformément aux §§ 208 et 209 de la loi générale sur les mines du 24 juin 1865.

§ 27. — La présente ordonnance entrera en vigueur le 1er octobre 1887.

Les dispositions des §§ 34 à 41, de l'ordonnance générale du 8 novembre 1887, concernant la police des mines à grisou du ressort de Bonn, cesseront leurs effets à partir de la même date.

Bonn, le 1er août 1887.

*La direction supérieure des mines.*

# TABLE

DES

# MÉMOIRES, RAPPORTS ET DOCUMENTS

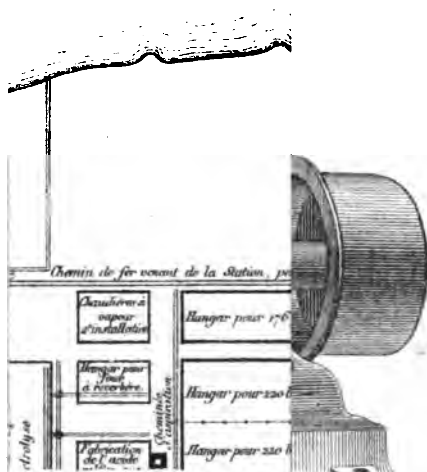
CONTENUS

DANS LE 45e VOLUME DES ANNALES DES TRAVAUX PUBLICS.

AIRAGE DES

Planche I

RO MÉTALLURGIQU



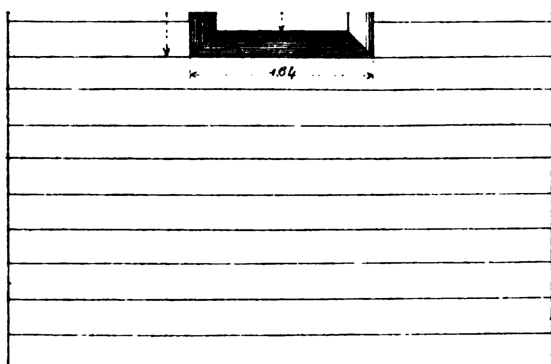
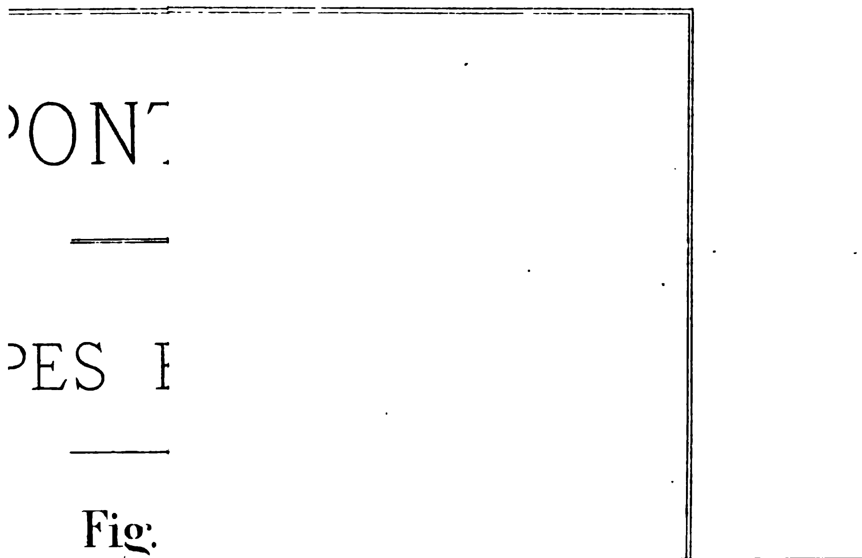
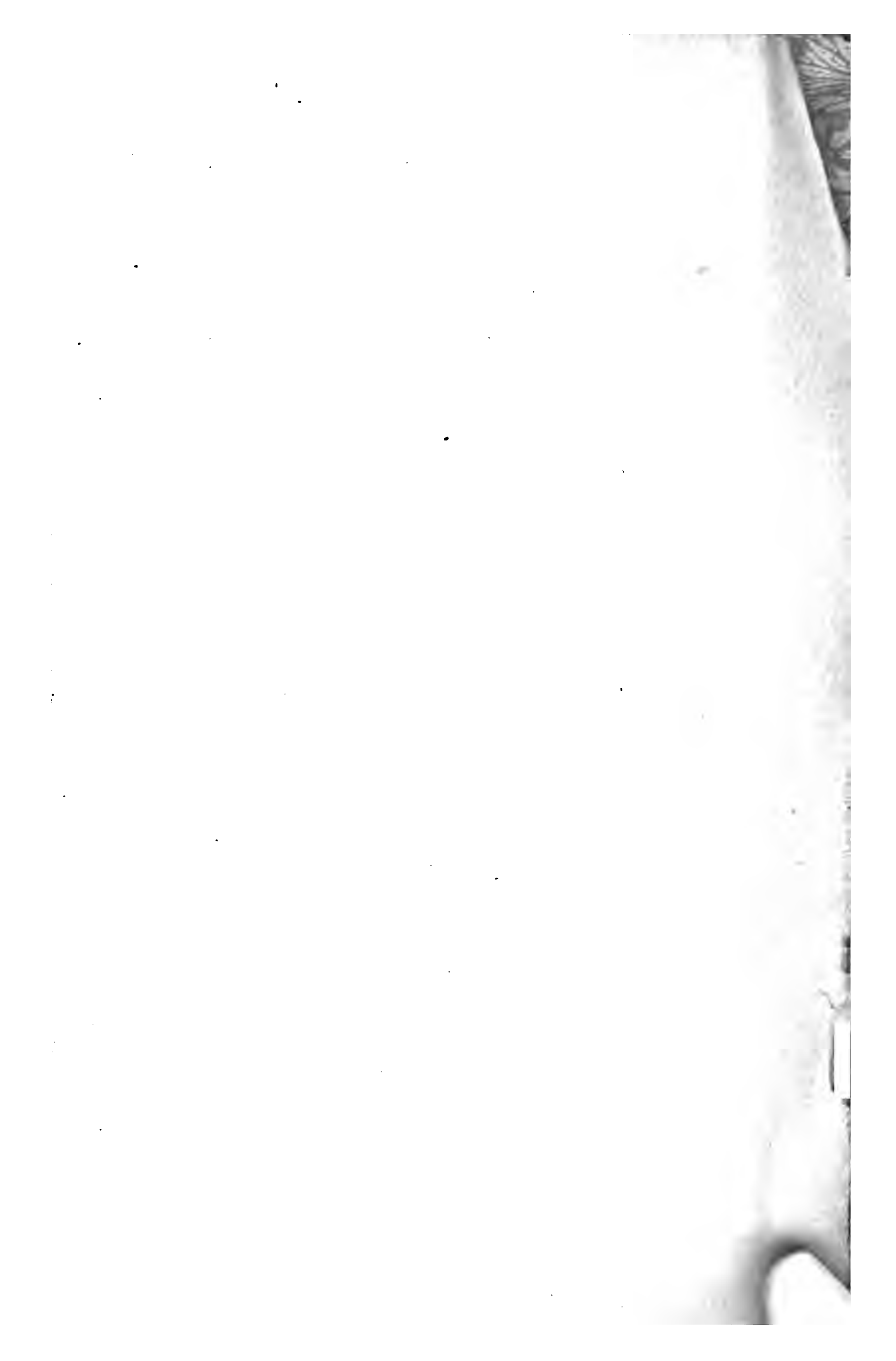
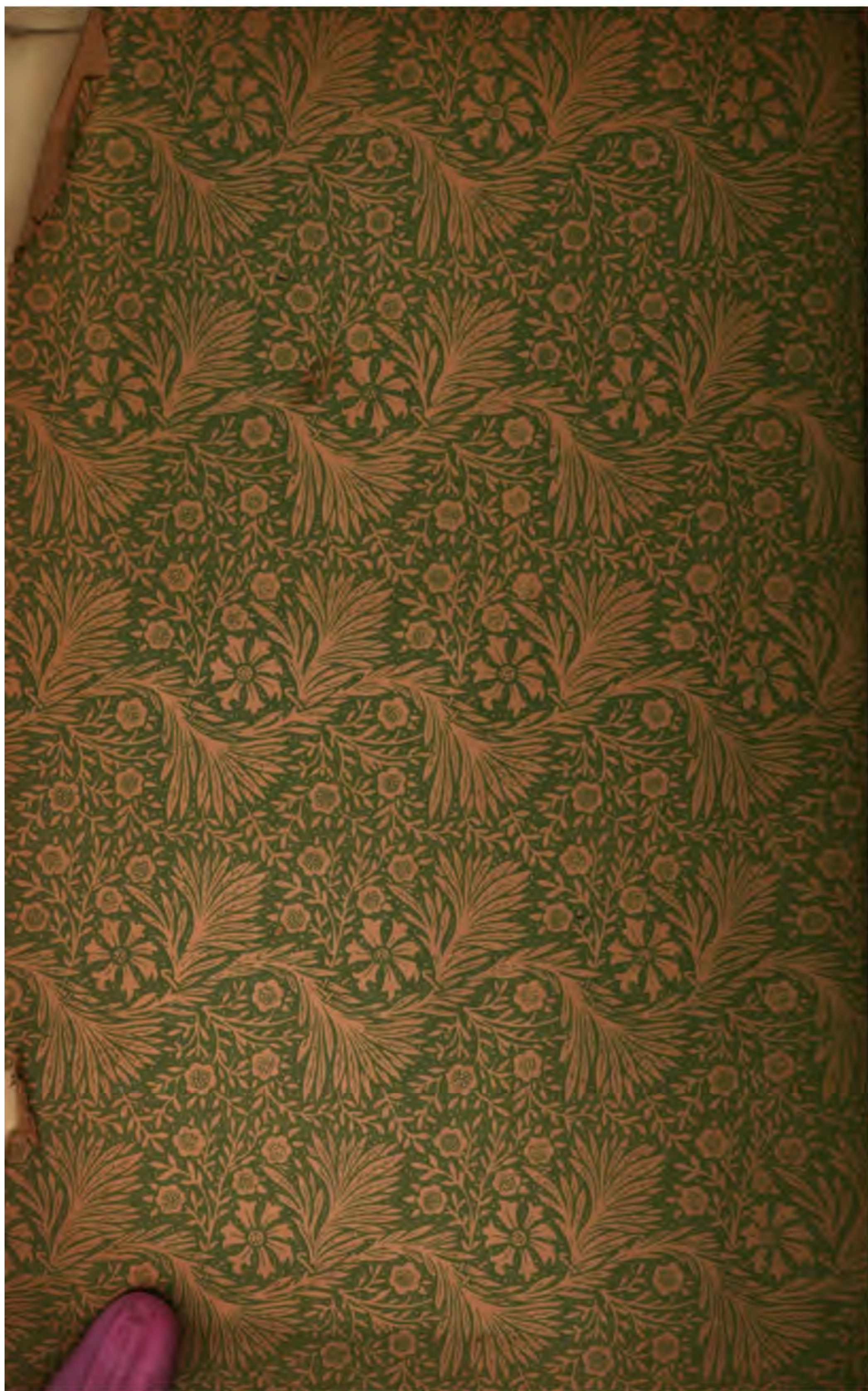

1.64

Planche XIX.







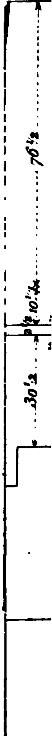


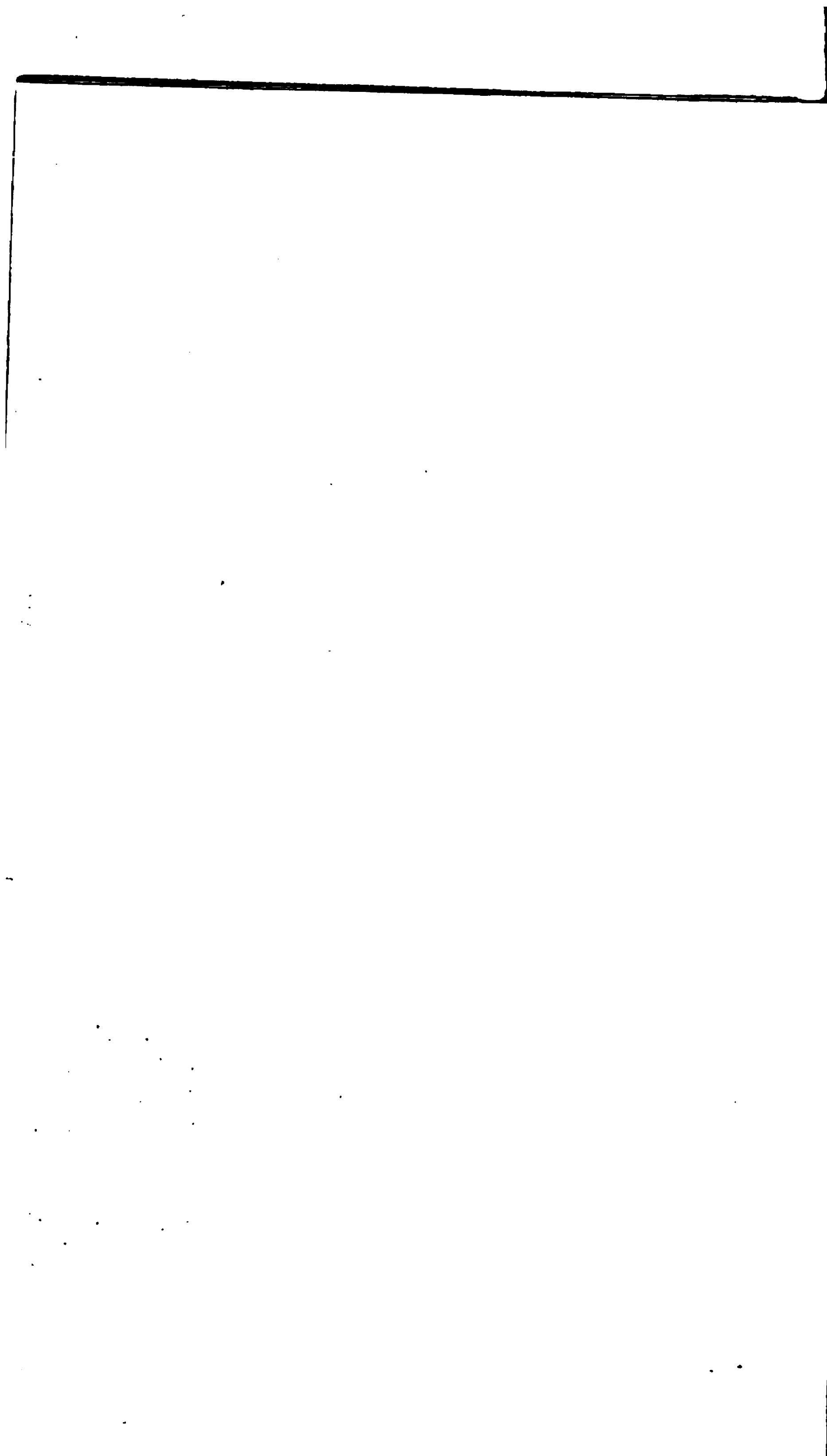


ort

diffe

N°



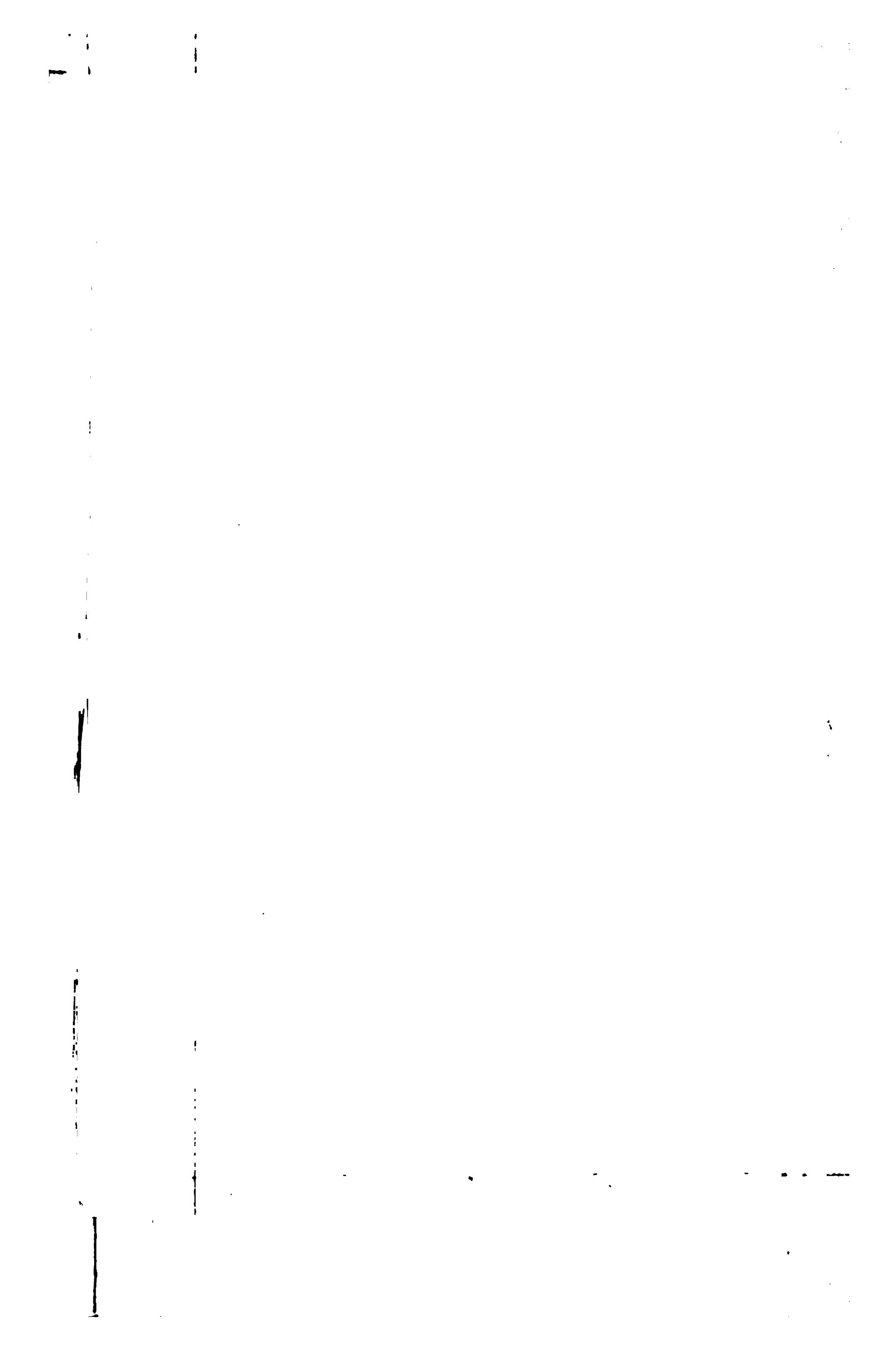


DU (

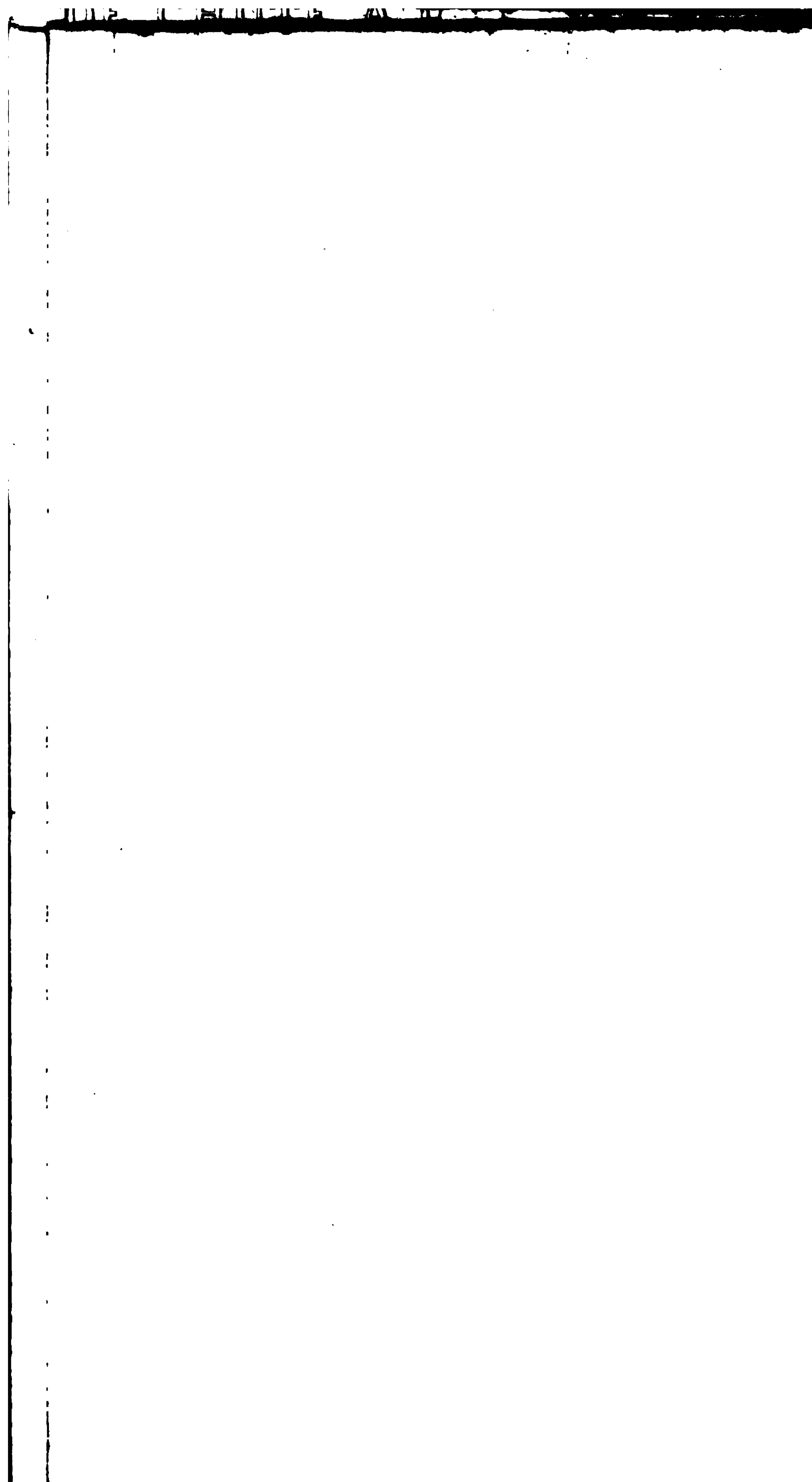
Planche IX.

*ntudinale.*

1,64







Contrepoids.



Coupe AB.

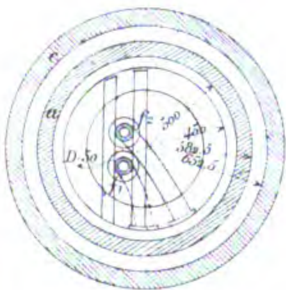
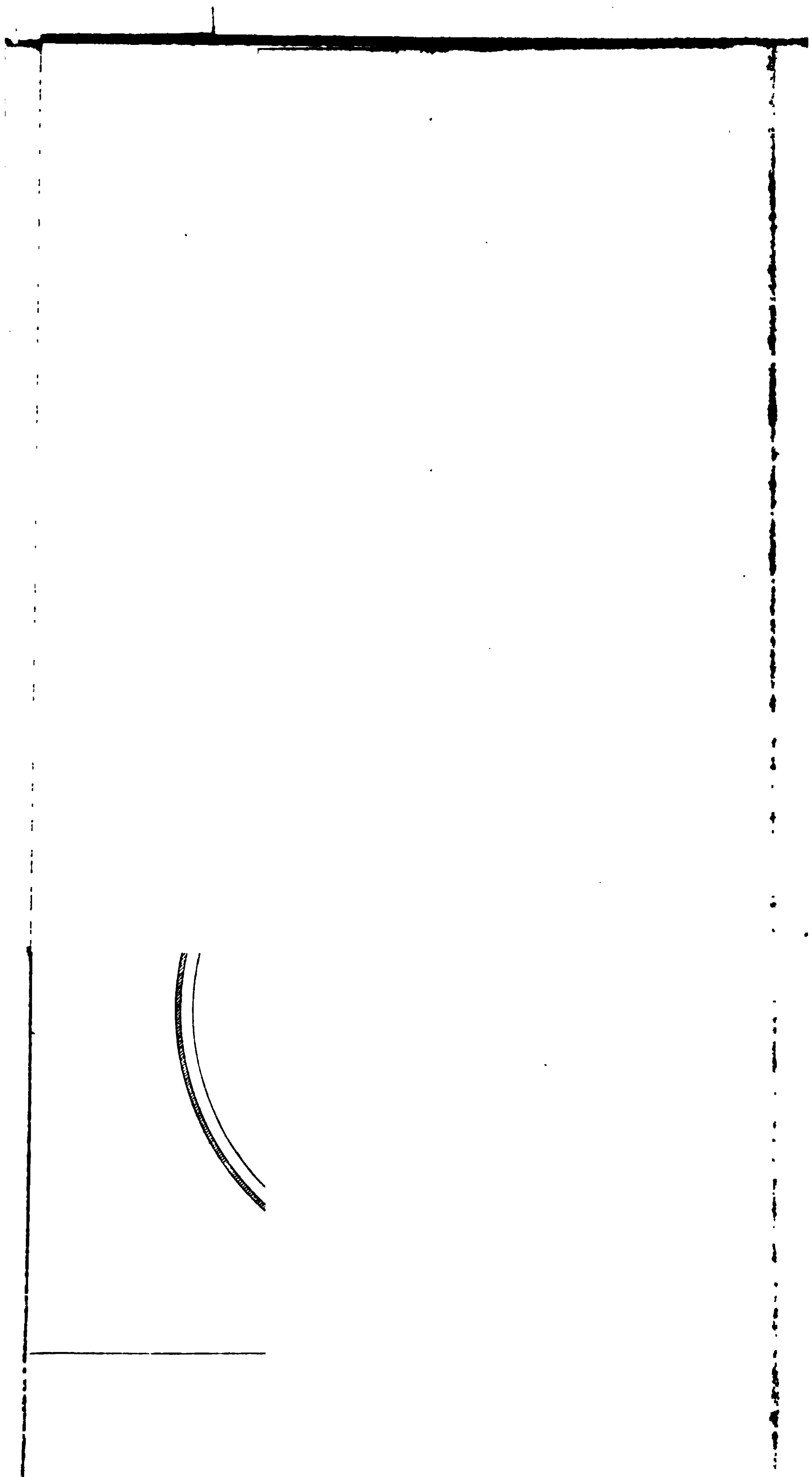
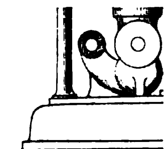



Fig. 5



DE 5$^{M}$

Planche XV



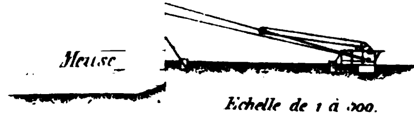
F

*Vers le volume annulaire sup.r du contrepoids.*
*Vers le volume annulaire inf.r du contrepoids.*
B

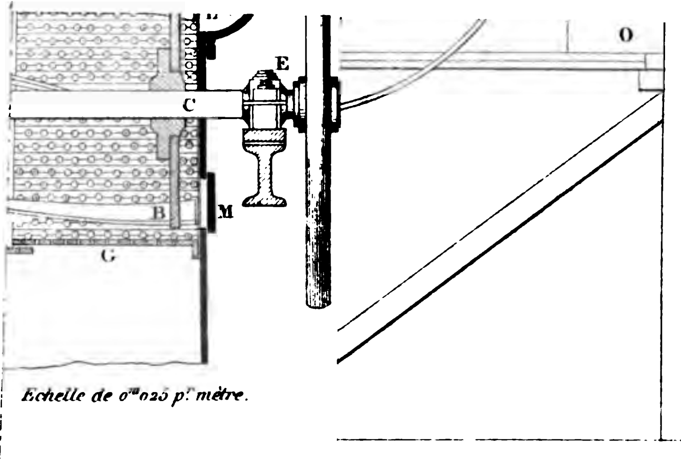
RT AÉRIE

Planche XVII



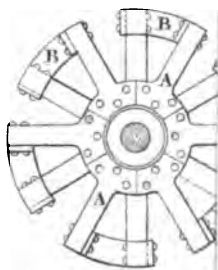



Fi reffé.




*Echelle de 0m025 p.r mètre.*

*Echelle 1/20e*




*Echelle de 0m 025 p.r mètre.*

MAN (



PONT

PES I

Fig.

